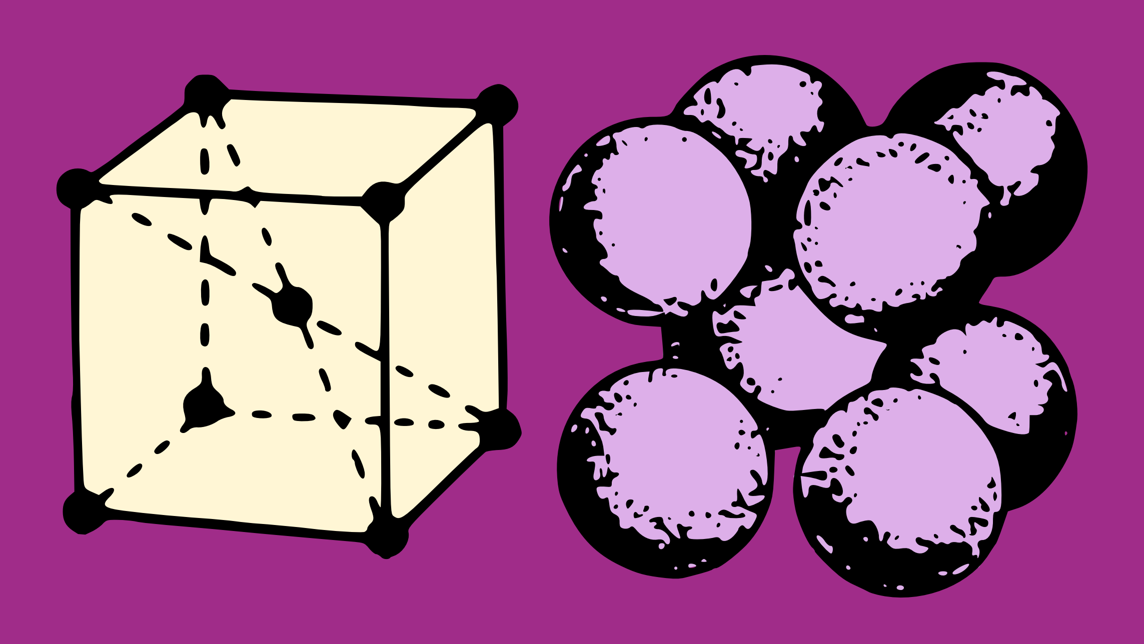
P. Poloukhine, B. Grinberg, S. Kanténik, V. Jadan, D. Vassiliev

TECHNOLOGIE DES MÉTAUX



Éditions Mir Moscou

П. И. ПОЛУХИН, Б. Г. ГРИНБЕРГ,
С. К. КАНТЕНИК, В. Т. ЖАДАН,
Д. И. ВАСИЛЬЕВ

ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛОВ

Под общей редакцией
П. И. ПОЛУХИНА

СТРОЙИЗДАТ · МОСКВА

P. POLOUKHINE, B. GRINBERG, S. KANTÉNIK,
V. JADAN, D. VASSILIEV

TECHNOLOGIE DES MÉTAUX

Sous la direction de

P. POLOUKHINE

ÉDITIONS MIR • MOSCOU 1967

CDU 621.7/.9(075.8)=40

TRADUIT DU RUSSE PAR
V. POLONSKI

На французском языке

PRÉFACE

L'étude de la « Technologie des métaux » est nécessaire à l'assimilation de plusieurs cours spéciaux destinés à la formation de l'ingénieur.

Un ingénieur doit connaître les procédés de production des métaux ferreux et non ferreux ou de leurs alliages, leurs propriétés et les procédés de leur usinage pour être en mesure de choisir et d'utiliser judicieusement les matériaux métalliques. Quelle que soit sa spécialité, il doit connaître les modifications que subissent les propriétés des métaux sous l'action du traitement thermique et d'autres facteurs et comment il faut procéder pour modifier ces propriétés dans le sens voulu.

Le livre comporte sept parties : « Fabrication des métaux ferreux, de l'aluminium, du cuivre et du titane », « Propriétés fondamentales des métaux et des alliages », « Principes du traitement thermique des métaux et des alliages », « Principes de la fonderie », « Travail des métaux par déformation », « Soudage, oxycoupage et brasage des métaux », « Usinage des métaux ».

PREMIÈRE PARTIE

FABRICATION DES MÉTAUX FERREUX, DE L'ALUMINIUM, DU CUIVRE ET DU TITANE

CHAPITRE PREMIER

COMBUSTIBLES ET RÉFRACTAIRES DANS LA SIDÉRURGIE

§ 1. Combustibles

La production des métaux à partir des minerais et leur affinage ultérieur se font dans des fours à cuve ou à flamme où le combustible, en brûlant, crée des températures très élevées.

Tous les combustibles sont d'origine organique ; les substances qui assurent leur combustion sont le carbone, l'hydrogène et les diverses combinaisons de ces deux éléments (hydrocarbures). Les combustibles contiennent aussi une certaine quantité d'oxygène et de soufre. Le soufre est le composant le plus nocif du combustible, car au cours de la fusion il peut s'introduire partiellement dans le métal et altérer ses propriétés. Les combustibles métallurgiques doivent contenir le moins possible d'impuretés minérales (cendres), car celles-ci réduisent leur pouvoir calorifique.

Dans la sidérurgie on emploie des combustibles solides, liquides et gazeux.

Combustibles solides. Les plus courants des combustibles solides sont le charbon de bois, le coke métallurgique, la houille, y compris l'anthracite.

Le *charbon de bois* est fabriqué à l'aide de la distillation sèche ou pyrogénation du bois sans accès d'air dans des fours à grillage de charbon ou dans

des meules ; il est composé de 80 à 90% de carbone solide (non volatil), de 10 à 18 % de matières volatiles (y compris l'eau) et de 0,6 à 1,2 % de cendres qui comportent une quantité infime de soufre. Le pouvoir calorifique du charbon de bois est de 6 500 à 7 500 Cal/kg. Le charbon de bois est très poreux (jusqu'à 70 %), brûle bien, mais sa résistance à la compression est très faible (de 20 à 40 kg/cm²). Il est employé dans les hauts fourneaux de petite capacité pour la fabrication des fontes de qualité à faible teneur en soufre.

Le charbon de bois est un combustible très cher ; sa production est limitée par le manque de bois.

Le *coke* est un résidu solide fritté qui se forme lors de la distillation sèche de la houille dans les fours à chambre (à coke) chauffés de 1 000 à 1 100°. En règle générale, le coke est composé de 82 à 88 % de carbone solide (non volatil), de 10 à 15 % de cendres, de 0,5 à 1,8 % de soufre. La composition chimique du coke est déterminée par la nature des houilles à partir desquelles il est fabriqué.

La porosité du coke est suffisante (jusqu'à 50 %), il a un bon pouvoir calorifique ; ses morceaux sont d'une couleur gris-noir, parfois gris mat ou même légèrement argenté; il est beaucoup plus solide que le charbon de bois ; sa résistance à la compression atteint 140 kg/cm².

Le coke est le combustible principal utilisé dans les hauts fourneaux et les cubilots de fusion ; il assure l'obtention de températures élevées. Son pouvoir calorifique est de 6 500 à 7 500 Cal/kg.

La *houille* est d'origine végétale ; c'est le produit de la décomposition des bois accumulés sous une couche de terre à des époques géologiques reculées. Les propriétés physiques et chimiques des houilles des divers gisements diffèrent considérablement ; leur partie combustible est d'une composition approximative suivante : de 76 à 90 % de C, de 4 à 5,5 % de H, le reste étant formé par O+N+ +S ; elles renferment de 12 à 20 % de cendres et même plus.

Parmi les nombreux types de houilles, c'est l'anthracite qui possède les meilleures qualités ; sa structure est plus dense, il comporte peu de matières volatiles. Le pouvoir calorifique des houilles et de l'anthracite se situe entre 4 500 et 8 000 Cal/kg.

La houille, l'anthracite y compris, est pratiquement inutilisable pour la fusion de la fonte dans les hauts fourneaux par suite de sa mauvaise perméabilité aux gaz et de son craquellement lors du réchauffement à des températures élevées.

Combustibles liquides. Dans les fours Martin et dans les fours à réchauffer on emploie du mazout. C'est un résidu liquide obtenu par distillation du pétrole brut, au cours de laquelle on sépare les fractions légères de ce dernier, comme l'essence, le kérosène, le gaz-oil. Le mazout est composé de 80 à 87 % de C, de 12 à 14 % de H, de 1,2 % de O+N et de 0,3 % de cendres ; son pouvoir calorifique atteint 10 000 Cal/kg. Pour la fusion de l'acier il faut employer les mazouts à faible teneur en soufre (inférieure à 0,4-0,7 % de S).

Le mazout est une matière première précieuse pour l'industrie chimique ; c'est pourquoi, dans la sidérurgie, il est plus avantageux de le remplacer par des combustibles gazeux.

Combustibles gazeux. Ce genre de combustibles est représenté par le gaz de cokerie, le gaz à l'air, le gaz du gueulard et le gaz naturel.

Le *gaz de cokerie*, obtenu dans un four à coke lors du traitement de la houille, a un pouvoir calorifique de 4 500 Cal/m^3; il contient environ 57 % de H_2, 22 % de CH_4, de 6 à 7 % de CO et très peu (jusqu'à 7-8 %) de N_2 ; en brûlant il donne une flamme incolore et permet de réaliser dans les fours des températures très élevées.

Le *gaz à l'air* est obtenu dans les gazogènes lors de la combustion incomplète des combustibles solides ; il contient de 5 à 8 % de CO_2, jusqu'à 30 % de CO, de 2 à 3% de CH_4, de 10 à 15 % de H_2 ; le reste est formé par N_2 et H_2O sous forme de vapeur.

Le *gaz du gueulard* est un sous-produit de la fabrication de la fonte dans les hauts fourneaux. Après que la poussière ait été retirée, il trouve un large emploi dans les usines sidérurgiques, à l'état pur (chaudières, batteries de fours à coke, réchauffeurs d'air des hauts fourneaux) ou mélangé au gaz de cokerie (fours Martin, fours pits des laminoirs). Sa composition est à peu près la suivante : 12 % de CO_2, 28 % de CO, 0,5 % de CH_4, 2,5 % de H_2, 57 % de N_2 ; son pouvoir calorifique est de 850 à 1 000 Cal/m^3.

Le gaz naturel est extrait soit des gisements associés à ceux de pétrole, soit des gisements de gaz particuliers.

C'est un combustible peu coûteux, très riche en hydrocarbures, surtout en méthane. Sa composition est à peu près la suivante : 93 % de CH_4, 2 % de CO_2, 1 % de N_2, 1 % de H_2 et 3 % de C_nH_{2n}; sa capacité calorifique est d'environ 8 000 Cal/m^3. Ces dernières années, les usines sidérurgiques l'utilisent à une vaste échelle.

§ 2. Réfractaires

Les parties intérieures des fours métallurgiques sont revêtues, c'est-à-dire garnies ou couvertes par soudage de réfractaires.

Les réfractaires destinés aux fours métallurgiques doivent soutenir des températures élevées ; posséder une résistance mécanique suffisante ; résister à l'état chaud à l'action chimique des laitiers, des métaux liquides et des gaz ; avoir un volume constant et une porosité bien déterminée.

Les usines métallurgiques emploient les réfractaires sous forme de poudres, de briques et de pièces de forme diverse : bouchons, douilles, bagues, etc.

D'après leurs propriétés chimiques, les réfractaires peuvent être acides, basiques ou neutres, selon la nature chimique des oxydes qui les constituent.

Aux réfractaires *acides* se rapportent le quartzite et le sable quartzeux, roches composées de 93 à 100% de silice (SiO_2). Le quartzite broyé, d'une teneur de 93 à 97% en SiO_2, sert à fabriquer des briques Dinas, employées pour le revêtement des parois, de la sole et des voûtes des fours Martin, des fours électriques et de certains autres. La température de fusion des briques Dinas est de 1 690 à 1 730°, le début du ramollissement a lieu à 1 550°. Pour le soudage et le renouvellement des soles des fours Martin acides on emploie du silice broyé ou du sable siliceux blanc.

Les réfractaires *basiques* sont la dolomie cuite et la magnésite cuite ou agglomérée.

La dolomie calcinée, employée dans la métallurgie, est obtenue en réchauffant jusqu'à des températures élevées (jusqu'à 1 600°) la dolomie brute, $MgCO_3 \cdot CaCO_3$. Lors de la cuisson, la dolomie brute dégage le CO_2 pour former un matériau réfractaire qui contient de 52 à 58 % de CaO et de 35 à 38 % de MgO. La dolomie cuite résiste à un échauffement de l'ordre de 1 800-1 950°.

La magnésite cuite est obtenue par le traitement à une température élevée de la magnésite brute, $MgCO_3$, selon la réaction $MgCO_3 \rightarrow MgO + CO_2$, qui permet d'obtenir MgO. La température de fusion de l'oxyde de magnésium (MgO) est supérieure à 2 000°. C'est la magnésite frittée qui possède les propriétés réfractaires les plus élevées : elle est obtenue à partir de la magnésite brute à la température d'agglomération des produits de cuisson, qui est supérieure à 2 000°.

Les briques de dolomie, de magnésite et autres pièces fabriquées à partir de ces matériaux sont largement employées pour revêtir les fours de fusion et les fours à réchauffer. Les soles des fours Martin basiques sont soudées ou renouvelées avec des poudres de magnésite ou de dolomie.

Les briques réfractaires au chrome-magnésium possèdent une résistance thermique très élevée ; elles sont formées de 65 à 70 % de magnésite cuite (MgO) et de 25 à 28 % de fer chromé ($FeO \cdot Cr_2O_3$). Elles sont surtout employées pour la construction des voûtes suspendues des fours Martin.

L'argile réfractaire cuite qui contient près de 30 % de Al_2O_3 se rapporte aux *matières réfractaires neutres*. Le minéral kaolinite $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$ est le composant principal de l'argile réfractaire brute et lui donne ses propriétés plastiques. Lors de la cuisson, la kaolinite perd son eau, alors que l'alumine (Al_2O_3) et la silice (SiO_2) qu'elle contient constituent une masse frittée qui porte le nom de chamotte.

La chamotte tient jusqu'à 1 610-1 670°. Broyée et mélangée (50-60 %) avec de l'argile réfractaire brute (50-40 %), elle permet de former un mélange suffisamment visqueux pour le formage des pièces réfractaires comme des briques alumineuses, des douilles, des bouchons, etc. La cuisson des pièces formées et séchées a lieu à des

températures de 1 300 à 1 400°, après quoi on peut les employer dans la sidérurgie. Les briques alumineuses composées de 55 à 60 % de SiO_2, de 34 à 38 % de Al_2O_3 et de 1,5 à 3 % de Fe_2O_3 sont employées dans la métallurgie des ferreux et non-ferreux. Elles forment le revêtement des poches de coulée pour le métal liquide, le revêtement et l'empilage des réchauffeurs d'air, des hauts fourneaux, etc. Ces briques sont aussi employées pour fabriquer les réfractaires utilisés dans la coulée de l'acier, et pour certains autres articles, par exemple, les creusets.

Ces derniers temps on emploie en métallurgie des briques alumineuses à haute teneur en alumine (40 % de Al_2O_3 et plus), qui possèdent une résistance chimique et thermique élevée.

CHAPITRE II

HAUT FOURNEAU

La production de la fonte dans les hauts fourneaux demande comme matières premières (lit de fusion) : 1) les minerais de fer et de manganèse, 2) le combustible et 3) les fondants.

§ 1. Minerais de fer et de manganèse

Minerais de fer. Le minerai de fer est constitué par de la substance minérale, qu'on appelle parfois corps minéralisé, et de la gangue.

On appelle corps minéralisé les compositions chimiques naturelles de fer qui se trouvent dans le minerai et qui sont le plus souvent ses oxydes. Dans les hauts fourneaux, le fer subit sa réduction à partir de ses compositions chimiques et passe presque complètement (à 98-99 %) dans la fonte ainsi obtenue.

La gangue du minerai de fer est d'une composition très variée. Le plus souvent elle comporte de la silice (SiO_2) ou du grès avec addition de matières argileuses ($Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$) ; plus rarement, de la castine ($CaCO_3$) ou de la dolomie ($CaCO_3 \cdot MgCO_3$). Dans le haut fourneau la gangue se scorifie (passe dans la composition du laitier) et se détache de la fonte.

On distingue des minerais riches et pauvres, selon la quantité de gangue ; les premiers, après le concassage et le triage, sont dirigés directement pour participer à la fusion ; les seconds sont soumis à l'enrichissement qui augmente la part du corps minéralisé (oxydes de fer). A mesure que la technique de l'enrichissement se développe, on trouve des procédés toujours nouveaux pour utiliser les minerais

pauvres autrefois destinés au déversement ou qui n'étaient même pas exploités.

Les minerais de fer contiennent une certaine quantité d'impuretés nocives : du soufre, de l'arsenic et du phosphore. C'est pourquoi on procède d'abord à l'exploitation industrielle des gisements dont la teneur en ces éléments est insignifiante et où la quantité de gangue est optimale pour les conditions données.

Le haut fourneau est ordinairement alimenté par de l'hématite rouge, de l'hématite brune, de la magnétite et du fer spathique, par des minerais complexes, des minerais de manganèse et par des rebuts de la production sidérurgique.

L'*hématite rouge* ou l'*ocre rouge* est un minerai dans lequel le fer se trouve sous forme d'un oxyde anhydre Fe_2O_3 (composition théorique : 70 % de Fe et 30 % de O_2). Ce minerai a une teneur élevée en fer allant de 55 à 65 % ; sa teneur en impuretés nocives, S et P, est très petite. La coloration de l'hématite rouge varie depuis le rouge foncé (rouge cerise) au gris foncé. La gangue de l'hématite rouge est le plus souvent formée par de la silice.

Les propriétés physiques (densité et résistance) de l'hématite rouge sont très variées ; sa réductibilité dans les hauts fourneaux est très bonne.

L'*hématite brune* contient de 35 à 55 % de fer sous forme d'oxydes hydratés, le plus souvent de limonite $2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$ (composition théorique : environ 60 % de Fe et 14 % d'eau d'hydratation liée).

La coloration de ce minerai varie du jaune au brun-jaune. L'eau d'hydratation qui se trouve dans l'hématite brune est éliminée aux températures élevées, ce qui donne au minerai de la porosité et lui assure une réductibilité facile.

L'hématite brune est un minerai peu résistant ; pendant son extraction, ses rechargements et son transport elle forme beaucoup de menus et de poussière (surtout après le séchage). Certaines espèces d'hématite brune ont une grande teneur en phosphore.

La *magnétite* contient de 50 à 69 % de fer ; son corps minéralisé est le peroxyde de fer Fe_3O_4 aux propriétés magnétiques bien marquées (composition théorique : 72,3 % de Fe et 24,6 % de O_2).

La gangue de la magnétite est constituée par de la silice avec addition d'une certaine quantité d'autres oxydes.

La magnétite est le plus dense minerai de fer dont les diverses teintes varient du gris foncé au noir.

Sa réduction est plus difficile à réaliser que celle des autres minerais de fer, parfois elle est souillée par du zinc et contient beaucoup de soufre (jusqu'à 1,5-2 %).

Le *fer spathique* ou la *sidérose* contient de 30 à 40 % de fer faisant partie du carbonate $FeCO_3$ (composition théorique : environ 48 % de Fe et 37 % de CO_2). Sa gangue est constituée par de la SiO_2, de l'Al_2O_3 et par une petite quantité de MgO. Dans certains cas, elle est formée par du grès argileux.

La sidérose naturelle est d'une couleur jaune pâle ou d'un gris de teintes différentes. Elle s'oxyde facilement à l'air et en perdant du CO_2 se transforme en hématite brune $nFe_2O_3 \cdot mH_2O$.

Avant d'être chargée dans le haut fourneau, la sidérose est ordinairement grillée selon le schéma $FeCO_3 \rightarrow FeO + CO_2$; on y recourt pour éliminer l'eau hygroscopique et le gaz carbonique CO_2 lié au fer ; le minerai devient alors poreux et fragile, peut être facilement concassé sans former trop de menus et de poussière. Dans certains cas on alimente la fusion par une sidérose brute, non grillée.

La réductibilité de la sidérose est la plus élevée de tous les minerais de fer.

Les *minerais de fer complexes* contiennent, outre le fer, d'autres métaux utiles qui passent dans la fonte pendant la fusion, assurent son affinage et améliorent nombre de ses propriétés. Parmi les plus avantageux on peut citer : 1) le minerai de fer chromifère et nickélifère ; 2) le minerai de fer chromifère de divers gisements. Grâce à sa teneur élevée en Cr_2O_3, ce dernier est employé dans l'industrie des réfractaires ; quant aux minerais plus pauvres en chrome, ils sont utilisés dans la fabrication des ferrochromes dans les hauts fourneaux.

Minerais de manganèse. Comme les minerais de fer contiennent le plus souvent très peu de manganèse, on est obligé d'en ajouter dans la charge des hauts fourneaux sous forme de minerai de manganèse.

Le corps minéralisé des minerais de manganèse comporte un ou plusieurs oxydes de manganèse : MnO_2 (bioxyde de manganèse ou pyrolusite), Mn_2O_2 (oxyde de manganèse ou braunite), Mn_3O_4 (oxyde manganique ou hausmannite), ainsi que des compositions des oxydes de manganèse avec les oxydes d'autres éléments.

Les minerais de manganèse utilisés dans la fabrication des fontes (hauts fourneaux) contiennent de 25 à 40 % de Mn.

Rebuts de la production métallurgique. Outre les minerais de fer, le haut fourneau est alimenté par une certaine quantité de rebuts de la production métallurgique, dont : 1) la poussière du gueulard (contenant 30 à 45 % de Fe et 3 à 12 % de C) qui est embriquetée préalablement ; 2) les riblons métalliques ramassés dans la fonderie et près de la machine à couler de l'atelier des hauts fourneaux ; 3) les laitiers d'affinage de la fabrication d'acier, d'une teneur élevée en manganèse (de 10 à 18 % de Fe et de 6 à 10 % de Mn) ; 4) les pailles de fer et laitiers à souder de l'atelier de laminage et de la forge.

§ 2. Combustible

Dans la fabrication de la fonte, on emploie seulement des variétés solides de combustible. Plus de 98 % des fontes sont produites avec du coke et une part insignifiante (de 1 à 2 %) avec du charbon de bois.

Le combustible joue un rôle important dans le fonctionnement d'un haut fourneau : 1) en brûlant, il fournit des températures élevées qui assurent la réduction du minerai, la fusion et la surchauffe de la fonte et du laitier en formation ; 2) une partie de carbone qui se trouve dans le combustible participe directement dans les réactions de réduction du minerai, c'est-à-dire elle est une des sources d'obtention de la fonte.

Le coke employé dans le haut fourneau doit avoir un pouvoir calorifique élevé, une résistance suffisante, une bonne porosité et contenir une quantité minimale d'impuretés nocives (soufre et phosphore) et d'inclusions minérales (cendres).

§ 3. Fondants

Les fondants sont employés pour réduire la température de fusion de la gangue du minerai et assurer son frittage avec la cendre du combustible.

Le plus souvent on emploie comme fondants la castine ($CaCO_3$), plus rarement, la dolomie ($CaCO_3 \cdot MgCO_2$).

Dans certains cas, on introduit dans le haut fourneau des fondants silico-alumineux, et parfois seulement de la silice.

La quantité nécessaire de tel ou tel fondant est établie par calcul en partant de la composition chimique de la gangue, des cendres, et des propriétés physico-chimiques que doit avoir le laitier qui se forme dans le haut fourneau.

Les fondants employés dans le haut fourneau doivent avoir une quantité minimale d'impuretés nocives qui sont S et P. La silice est une inclusion indésirable pour la castine; elle réduit son pouvoir fondant et conditionne l'augmentation du laitier dans le fourneau.

§ 4. Préparation des matières premières à la fusion

Avant d'être chargées dans le fourneau, les matières doivent subir un traitement correspondant. Le plus simple est celui du *coke* qui est tamisé sur des cribles à rouleaux (à disques).

Les *fondants* de la charge qui alimente le haut fourneau doivent subir d'abord le concassage dans des concasseurs à mâchoires ou à cylindres, puis être séparés des menus sur des cribles à barreaux (à secousses) ou sur un tambour cribleur.

La préparation des *minerais de fer* dépend de leur teneur en fer et de leurs propriétés physiques. Les minerais en gros morceaux suffisamment riches en fer sont dirigés vers les ateliers de concassage et de triage où ils sont d'abord passés au crible pour séparer les fractions grosses, moyennes et menues. Les grosses fractions

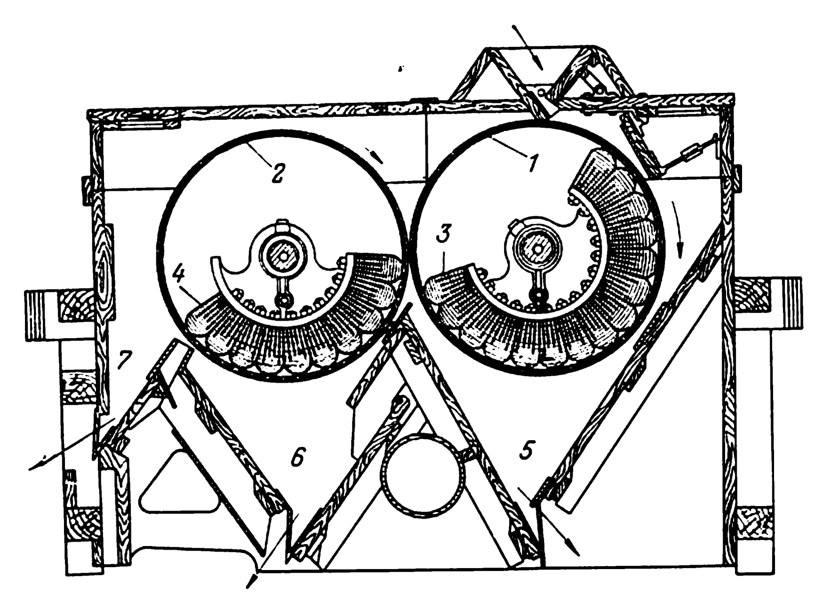


Fig. 1. Schéma du séparateur pour l'enrichissement magnétique du minerai

(plus de 60 à 100 mm) sont de nouveau concassées jusqu'à l'obention de dimensions moyennes, après quoi on les trie de nouveau.

Les fractions moyennes (de 30 à 80 mm) sont dirigées par chemin de fer ou par eau vers le dépôt de l'usine sidérurgique où l'on crée une réserve égale à la quantité nécessaire pour le fonctionnement pendant 2 à 3 mois de l'usine à fonte.

Dans une usine sidérurgique, la mise en dépôt des minerais est réalisée selon un système qui permet d'assurer la formation d'une composition égalisée. Dans ce but, le minerai de fer est rangé, après le déchargement des wagons ou des bateaux, par couches minces en hautes piles, déplacées ensuite en versant le minerai d'une place à une autre. Le rechargement d'une pile à l'autre est réalisé à l'aide d'une grue dans le sens transversal des couches, ce qui permet de bien mélanger le minerai et d'égaliser sa composition chimique.

Si le minerai a une teneur en fer insuffisante, il subit un *enrichissement* avant d'être livré à l'usine.

Dans ce but on recourt à plusieurs procédés. L'hématite brune avec sa gangue de sable argileux est lavée par un jet puissant d'eau qui sépare et emporte du corps minéralisé les particules les plus légères de sable et d'argile. Cette opération est effectuée dans des cuves de lavage, des tambours laveurs rotatifs cylindriques ou coniques, ainsi que dans des décanteurs comportant un tamis fixe ou

mobile et un jet d'eau montant et pulsatoire. Le minerai lavé peut être utilisé après un séchage naturel ou artificiel.

Les minerais pauvres qui comportent des disséminations de magnétite (Fe_3O_4) sont enrichis par triage électromagnétique dans des séparateurs à tambour ou à bande.

Pratiquement a été adopté l'ordre suivant du triage :

1) le minerai aux grosses et moyennes disséminations de magnétite est concassé pour former des morceaux de 25 à 30 mm, qui sont dirigés pour le triage magnétique à sec ;

2) le minerai aux disséminations menues et minces est concassé d'abord pour former des morceaux de 3 mm, qui sont dirigés pour le triage magnétique par voie humide.

La fig. 1 représente le schéma d'un séparateur destiné à effectuer l'enrichissement sec de la magnétite. Le séparateur comporte deux tambours creux *1* et *2*, fabriqués en matériaux amagnétiques (laiton, bronze, matière plastique, etc.), qui tournent dans le sens de l'aiguille d'une montre sur des axes fixes sur lesquels sont montés des électro-aimants radiaux multipolaires *3* et *4*. Les pôles opposés (nord et sud) des électro-aimants alternent et sont tournés vers la surface intérieure du tambour. Quand le courant parcourt les électro-aimants, il se forme près de cette surface un champ magnétique d'une intensité et d'une polarité correspondantes.

Le minerai de fer préparé pour l'enrichissement tombe d'abord dans l'entonnoir du séparateur et glisse en une couche uniforme sur la surface extérieure du premier tambour en rotation. Les composantes magnétiques du minerai sont attirées vers la surface extérieure de ce tambour qui les transporte dans le sens de l'aiguille d'une montre, les tourne à plusieurs reprises pour les séparer des particules amagnétiques qui leur sont rattachées.

La fraction amagnétique du minerai, c'est-à-dire la gangue, glisse du premier tambour et s'engage dans le collecteur *5* des matériaux amagnétiques qu'on appelle des queues. Une fois sorties du champ magnétique du premier tambour, les particules magnétiques qu'il transporte sont rejetées par inertie vers la surface du deuxième tambour, qui engendre un champ magnétique moins puissant. Ce tambour aussi attire des morceaux ou des graines de minerai d'une perméabilité magnétique supérieure, qui sont ensuite rejetés dans le collecteur *7* du produit fini du triage magnétique à sec ; ce produit porte le nom de concentré.

La fraction faiblement magnétique glisse du deuxième tambour dans le collecteur *6* pour être dirigée vers le concassage et le triage magnétique ultérieur par voie humide.

Le triage magnétique par voie humide des morceaux finement concassés est réalisé dans un séparateur dont la partie inférieure du tambour magnétique est immergée dans une caisse cylindrique contenant de l'eau.

Le fond de la caisse en tôles de laiton est placé près de la surface

extérieure du tambour en rotation ; il se forme ainsi une fente très étroite par laquelle se fait le chargement du minerai et l'amenée de l'eau. Les granules de minerai aimantées sont attirées par la surface du tambour en rotation ; le tambour les monte dans la zone de déchargement du séparateur, où un balai magnétique les enlève pour les rejeter dans le collecteur du concentré.

Les menus qui se forment lors du concassage et du triage de gros morceaux, le concentré après le triage des magnétites par voie humide, ainsi que les minerais de fer poussiéreux peuvent être utilisés seulement après leur *agglomération*.

Il existe plusieurs procédés d'agglomération des menus et de la poussière de minerai. Le plus simple est le *briquetage*, c'est-à-dire la formation de briquettes dans des moules à pression à partir des menus, avec ou sans addition de liants comme l'argile, le verre liquide, la résine, le ciment. Une fois tirées du moule, les briquettes acquièrent la résistance nécessaire par le séchage à l'air ou le grillage à haute température. Les briquettes de minerai constituent une très bonne matière pour la production de la fonte, mais le procédé de leur fabrication est très compliqué et à rendement insuffisant.

La formation des *briquettes sphériques* à partir des minerais poussiéreux et du concentré de minerai finement concassé est un procédé particulièrement prometteur. La masse de minerais poussiéreux est mélangée à une faible quantité de liant (argile broyée, chaux, etc.), puis humidifiée jusqu'à 8-10 % et chargée dans un mélangeur qui est une cuve rotative inclinée peu profonde ou un tambour creux. Lors de la rotation de cette cuve inclinée ou du tambour la charge de minerai humidifiée se déverse d'un point à l'autre en formant d'abord de petits morceaux agglutinés, puis des briquettes sphériques de 25 à 30 mm de diamètre.

Les dimensions de ces briquettes peuvent être quelque peu réglées en modifiant l'épaisseur de la couche chargée, l'humidité, la quantité de liant et la vitesse de rotation de la cuve ou du tambour.

Après le déchargement du mélangeur (cette opération est mécanisée), les briquettes sont dirigées vers le séchage et le grillage.

Le procédé le plus répandu de l'agglomération des minerais menus et poussiéreux est le *grillage* sur une grille des fours-tunnels ou rotatifs d'un rendement élevé (2 000-2 500 t par jour).

La charge préparée pour l'agglomération comprend des fines (inférieures à 5-8 mm), de la poussière du gueulard, du concentré de minerai après le triage magnétique et du coke grésillon concassé jusqu'à 3 mm (rebut de la cokerie). Le poids du coke grésillon représente 6 à 10 % du poids de toute la charge ; le rapport entre les fines, la poussière du gueulard et le concentré est établi d'après les conditions locales.

La charge à agglomérer est d'abord humidifiée jusqu'à 5 ou 6% et mélangée minutieusement dans des tambours ou autres mélan-

geurs. Pendant cette opération, les particules humidifiées s'agglutinent en formant de petits morceaux, ce qui donne à la charge un aspect granulé et la rend suffisamment perméable au gaz. Dans cet état, la charge est placée sur une grille de four par couche de 200 à 300 mm d'épaisseur et mise à feu par un brûleur à gaz depuis sa surface extérieure.

Au-dessous de la grille se trouvent des chambres à vide où l'on crée à l'aide d'un exhausteur puissant une dépression de 600 à 1200 mm de colonne d'eau. Cette dépression assure l'infiltration de l'air à travers la couche de la charge ; la combustion du coke grésillon, qui a commencé depuis la surface extérieure, passe en une bande étroite à travers toute l'épaisseur de la charge et cesse près de la grille. Dans la zone de combustion qui se déplace en bas, il se réalise une température élevée (jusqu'à 1 450°) ; les matériaux qui se trouvent là subissent le grillage et forment un produit poreux qui porte le nom d'*aggloméré*.

Ne croyez pas que l'aggloméré est apparu par suite de la fusion des particules du minerai. Sa formation est conditionnée par l'apparition dans la couche brûlante de la charge du minéral fayalite ($2\,FeO \cdot SiO_2$) dont le point de fusion se situe à 1 210°. En présence d'autres oxydes de la charge (FeO, SiO_2, CaO), la fayalite donne des systèmes encore plus facilement fusibles, qui peuvent passer à l'état liquide à 1 130-1 200°. Ces systèmes se ramollissent et fondent avant les autres composantes de la charge, remplissant ainsi le rôle d'un dissolvant et d'un liant par rapport aux particules du minerai plus grosses et difficilement fusibles. La quantité de liant liquide formé avec la participation de la fayalite dépend de la teneur de la charge en coke ; plus grand est son pourcentage, plus grande est la part de la fayalite dans l'aggloméré, plus cet aggloméré sera résistant après le refroidissement.

Le four à agglomérer moderne est représenté schématiquement sur la fig. 2. Il comporte une carcasse *1* au sein de laquelle est placé un convoyeur composé d'un certain nombre de chariots *2* non liés entre eux et munis de rouleaux aux extrémités pour se déplacer le long d'une voie ferrée fermée et donner prise au mécanisme d'entraînement de la machine *7*. Chaque chariot ne comporte que des ridelles longitudinales ; son fond est exécuté en forme de grille. Les faces des chariots se touchent en formant dans la partie supérieure de la machine, sur la partie horizontale de la voie ferrée, une longue auge grillagée, au-dessous de laquelle se trouvent les chambres de dépression *3*.

La charge préparée pour l'agglomération arrive dans la soute de chargement *4* de la partie avant de la machine et se déverse régulièrement sur les chariots en mouvement qui se suivent l'un touchant l'autre.

La partie avant comporte une deuxième soute *5* qui se trouve à gauche de la soute *4*, à travers laquelle une couche mince de refus

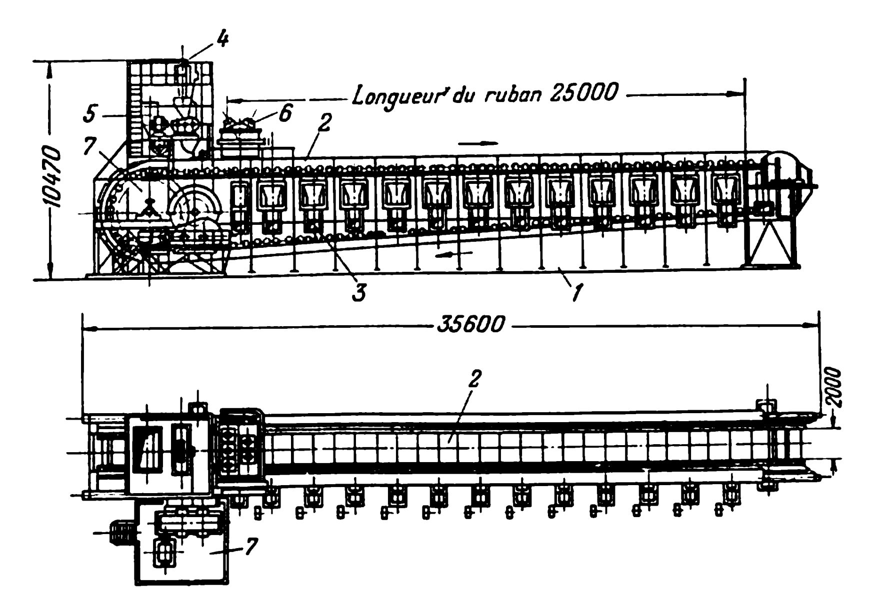


Fig. 2. Machine à agglomérer du type à ruban

d'aggloméré menu se déverse sur les grilles non chargées. Ce lit préserve les grilles de fonte contre le réchauffement excédentaire et, d'autre part, empêche la charge de se verser à travers les fentes formées entre les grilles.

Le coke de la charge est mis à feu par deux brûleurs d'un creuset à gaz *6*. Le temps que met chaque chariot à parcourir le secteur horizontal du convoyeur suffit pour que brûle tout le coke de la charge et s'achève le grillage du minerai.

En parvenant à l'extrémité de déchargement de la machine, les chariots culbutent de façon à placer les grilles en haut et laissent tomber l'aggloméré incandescent. Le refroidissement de l'aggloméré et le tamisage des menus (triage de l'aggloméré) sont effectués en dehors de la machine à agglomérer.

L'aggloméré possède une résistance suffisante, une bonne porosité, subit bien la réduction ; c'est pourquoi il améliore la marche du haut fourneau en élevant son rendement et en réduisant quelque peu la consommation du combustible par tonne de fonte fournie.

Ces derniers temps on fabrique à une vaste échelle dans les usines sidérurgiques de l'*aggloméré fondant*, obtenu à partir de l'agglomération du minerai de fer avec de la chaux (castine). La quantité optimale de la castine est choisie de façon à ce que le rapport $CaO:SiO_2$ dans l'aggloméré, c'est-à-dire la basicité de ce dernier, soit proche

de celle du laitier de haut fourneau et égale en moyenne de 1 à 1,4.

Avant d'être expédiée vers le convoyeur d'agglomération, la castine est concassée en fractions jusqu' à 3 mm et minutieusement mélangée avec les autres composants de la charge. Pendant l'opération, les particules de la castine se décomposent en CaO et CO_2. CaO participe à la formation de l'aggloméré, alors que CO_2 est évacué avec les gaz. La réductibilité de l'aggloméré fondant est quelque peu plus élevée, alors que sa résistance est un peu inférieure à l'aggloméré ordinaire.

L'aggloméré fondant rend plus facile la formation du laitier dans le haut fourneau, réduit la quantité de castine et de coke nécessaires pour la marche de l'opération. Lorsque la partie métallique de la charge est constituée à 100 % par de l'aggloméré fondant, on n'a plus besoin d'ajouter du fondant dans le lit de fusion.

§ 5. Marche du haut fourneau

La fig. 3 représente le schéma d'un haut fourneau. Les matières premières (minerai, aggloméré, fondants et coke) sont livrées à partir de la halle de mélange dans des wagons à bascule *1* jusqu'au trou de chargement et versées à travers la trémie de chargement *2* dans le skip (wagon à déchargement) *3*. Le skip est tiré par un câble d'acier pour monter sur les rails du monte-charge incliné jusqu'au point le plus haut où il est basculé (position *3a*). Les constituants du lit de fusion (de la charge) tombent dans la trémie du dispositif de chargement *4*, traversent la trémie de chargement *5* et le grand cône de fermeture *5a* et se retrouvent dans l'espace de fusion du haut fourneau.

L'*espace de fusion* d'un haut fourneau moderne comporte un gueulard, une cuve, un ventre, des étalages et un creuset.

Le *gueulard* a une forme cylindrique ; sa tâche est de recevoir la charge et d'évacuer les gaz. La *cuve* qui adhère au gueulard a une forme conique s'élargissant vers le bas ; cela rend plus facile la descente des matériaux à fondre et la répartition des gaz selon la section du fourneau.

Le *ventre* est la partie cylindrique la plus large du haut fourneau qui accouple la cuve aux étalages. Les *étalages* se rétrécissent de plus en plus vers le bas, ce qui est conditionné par la réduction du volume des matériaux en fusion et la formation à partir de ces matériaux des produits liquides, de la fonte et du laitier.

Le *creuset*, partie la plus basse du haut fournau, a une forme cylindrique. Dans sa partie supérieure sont réparties les tuyères à vent ; près d'elles a lieu la combustion du coke. Sa partie inférieure se termine par la *sole* du creuset sur laquelle s'accumulent la fonte et le laitier, vidangés à travers les trous de coulée dans des poches à fonte ou à laitier.

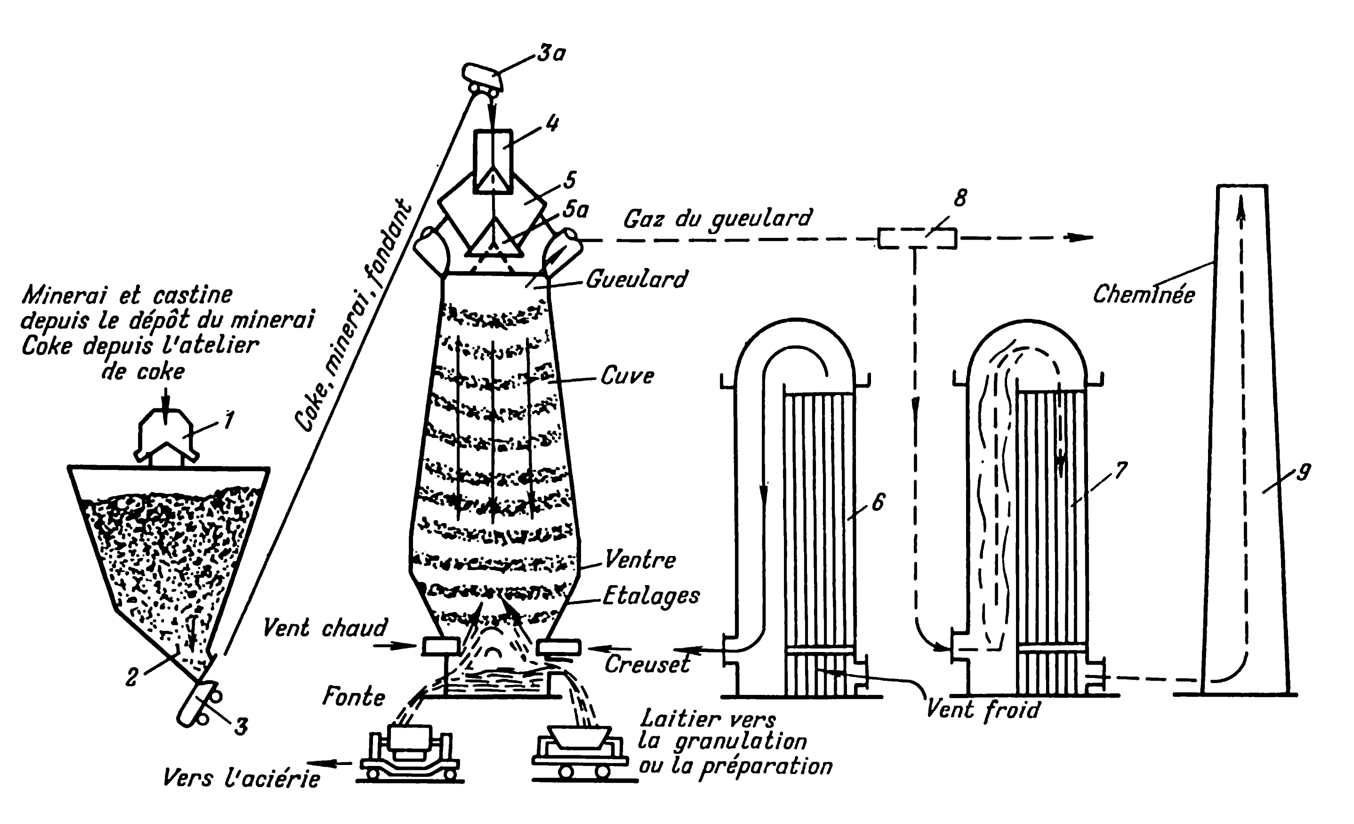


Fig. 3. Schéma d'un haut fourneau

Pour réaliser des températures élevées et intensifier la fusion on refoule dans le haut fourneau du *vent chaud* qu'on obtient après avoir laissé passer le vent à partir de la soufflerie à travers l'empilage réchauffé du cowper *6*.

Alors qu'un appareil à air chaud (cowper) *6* transmet la chaleur de sa maçonnerie à l'air froid et se refroidit, le deuxième cowper *7* se réchauffe, c'est-à-dire accumule de la chaleur émise par la combustion du gaz de gueulard, nettoyé préalablement de la poussière dans un épurateur de gaz *8*. Les produits gazeux de la combustion formés à l'intérieur du cowper *6* sont rejetés dans la cheminée *9*. Après un certain temps, quand l'empilage réfractaire du cowper *6* se refroidit et celui du cowper *7* se réchauffe suffisamment, il se produit le renversement des soupapes qui dirigent le vent froid vers le cowper *7*, alors que le cowper *6* est mis au réchauffement.

Les hauts fourneaux ont subi diverses améliorations : leurs cotes ont été augmentées, on a amélioré leur profil (la section verticale de l'espace de fusion). Le charbon de bois peu solide a été remplacé par un combustible plus résistant, le coke ; on a appris l'utilisation du vent chaud, mécanisé et automatisé le chargement du lit de fusion et l'extraction des produits de fusion. Longtemps, les gaz produits dans les hauts fourneaux et contenant beaucoup d'oxyde carbonique étaient rejetés dans l'atmosphère. Maintenant, ils sont tous récupérés et utilisés pour le réchauffement du vent,le chauffage des fours à coke et dans d'autres buts.

Les hauts fourneaux actuels sont des constructions géantes (par exemple, leur hauteur utile atteint 30 m, le volume, 1 719 m^3 et plus) d'un rendement élevé : la production quotidienne atteint 2 500 t de fonte.

Un fourneau moderne absorbe une grande quantité de matériaux, formant le lit de fusion et de vent, et demande que le travail soit parfaitement organisé dans tous les secteurs de l'usine à fonte. Indiquons à titre d'exemple que pour produire 100 t de fonte qui sont ensuite transformées en acier, il convient de livrer 180 t de minerai de fer préparées pour la fusion (y compris de l'aggloméré), 95 t de coke tamisé, 50 t de castine concassée et triée et près de 350 t de vent réchauffé ; le haut fourneau formera alors avec la fonte environ 60 t de laitier et 500 t de gaz du gueulard.

§ 6. Description du haut fourneau

Construction du haut fourneau. La fig. 4 représente la section latérale d'un haut fourneau typique ainsi que son équipement auxiliaire et les mécanismes de chargement du lit de fusion, de l'évacuation et de l'épuration des gaz.

Un haut fourneau comporte un blindage en tôles métalliques, une maçonnerie réfractaire et un gueulard qui reposent sur des fondations puissantes en béton armé *1*.

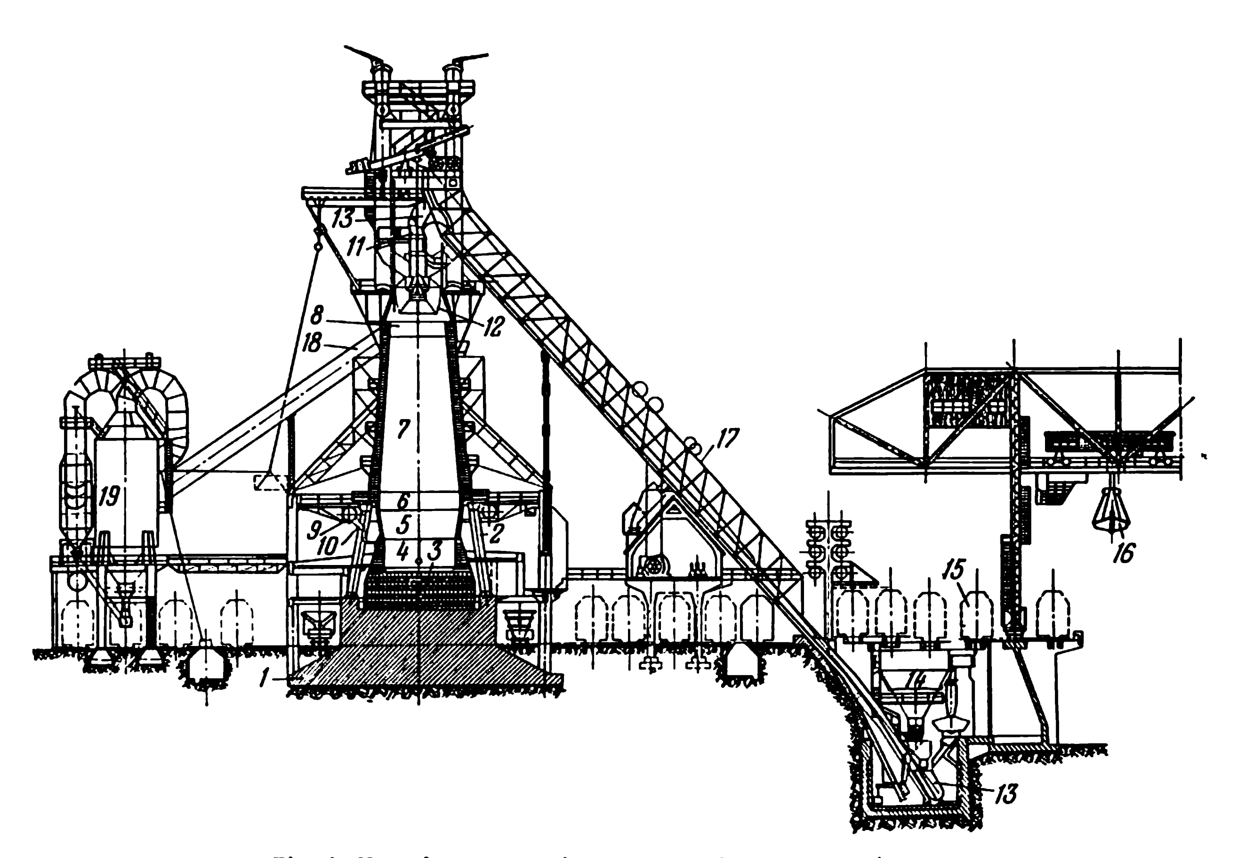


Fig. 4. Haut fourneau moderne et ses mécanismes auxiliaires

Un évidement relativement petit est pratiqué dans les fondations pour permettre d'aménager la sole du creuset *3*, formée de plusieurs rangées de briques en chamotte ou graphito-alumineuses. Sur la surface extérieure des fondations sont placées des colonnes d'acier *2* qui soutiennent la couronne de support du haut fourneau. Les parois du creuset *4*, des étalages *5*, du ventre *6*, de la cuve *7* et du gueulard *8* sont revêtues de briques en chamotte.

Le revêtement réfractaire du gueulard et de la cuve est enserré de l'extérieur dans un blindage de tôles d'acier traversé par des refroidisseurs en forme de caissons où circule de l'eau. Les parois de la sole, du creuset et des étalages sont enserrées pour plus de solidité dans un blindage d'acier comportant des refroidisseurs en plaques.

Le trou de coulée de la fonte est situé à une distance de 400 à 500 mm au-dessus de la sole; c'est pourquoi il se forme sur la sole une couche stable de fonte liquide qui la préserve de la destruction. Le trou à fonte est exécuté en forme de canal qui traverse le revêtement réfractaire du creuset. Dans l'intervalle entre les coulées, ce canal est bouché avec un tampon d'argile réfractaire.

Le trou pour la vidange du laitier à l'état liquide est pratiqué à 1,5 ou 1,6 m plus haut que la sole. Ce trou se présente sous l'aspect d'une boîte (tuyère) conique annulaire en cuivre, refroidie par l'eau, dont l'orifice étroit est tourné vers l'intérieur du fourneau, alors que l'orifice large extérieur se trouve du côté de la gouttière pour la coulée du laitier. Le trou à laitier est placé dans un refroidisseur conique en cuivre qui, à son tour, est monté télescopiquement dans des refroidisseurs coniques de fonte comportant des serpentins pour la circulation de l'eau. Dans l'intervalle entre les coulées, le trou à laitier est bouché par un tampon métallique.

Le vent chaud fourni par un cowper (qui n'est pas montré sur la fig. 4) est refoulé à travers les conduites d'air dans le tube annulaire *9* qui enserre le haut fourneau au niveau des étalages. Après avoir passé par le tube annulaire, le vent chaud arrive dans chacune des tuyères du haut fourneau en suivant le canal garni *10* et la tubulure métallique. La construction de la tuyère à vent est identique à celle d'un trou à laitier. Elle comporte une tuyère proprement dite (en cuivre, refroidie par circulation d'eau), un refroidisseur conique en bronze et une embrasure en fonte fixée dans la maçonnerie réfractaire du haut fourneau. A l'intérieur du fourneau la tuyère à vent est placée en porte-à-faux à 150—200 mm des parois, ce qui met une certaine distance entre celles-ci et le vent. Le diamètre du trou de sortie de la tuyère à vent est environ de 150 à 160 mm.

Le dispositif de chargement est placé au-dessus du gueulard ; il comporte deux parties indépendantes : 1) une trémie rotative étroite *11* avec un petit cône de fermeture et 2) une trémie de chargement grande et fixe *12* avec un grand cône de fermeture. Le petit cône se trouve au-dessus du grand ; il est le premier à recevoir les matériaux du lit de fusion.

Après le chargement d'une portion de matériaux à partir du skip *13*, la trémie au petit cône pivote de 60°, assurant ainsi une distribution régulière de ces matériaux sur la surface du grand cône avant qu'ils ne descendent plus bas dans le haut fourneau pour former le lit de fusion.

Les commandes du grand et du petit cône du dispositif de chargement sont indépendantes l'une de l'autre : le grand cône est fixé à une tige pleine passée à travers une tige creuse fixée au petit cône. Les deux tiges sont rattachées à des leviers qui les déplacent en bas et en haut.

Les matériaux qui doivent former le lit de fusion sont chargés dans des skips à partir des soutes *14* lesquelles sont chargées à partir des wagons *15* ou depuis le dépôt des matières premières à l'aide d'une grue à mâchoires *16*. Pour lever les matériaux de chargement vers le gueulard du haut fourneau on dispose du monte-charge incliné *17*. Les gaz du gueulard sont évacués à partir du fourneau par les conduites de gaz *18* vers les dépoussiéreurs *19*.

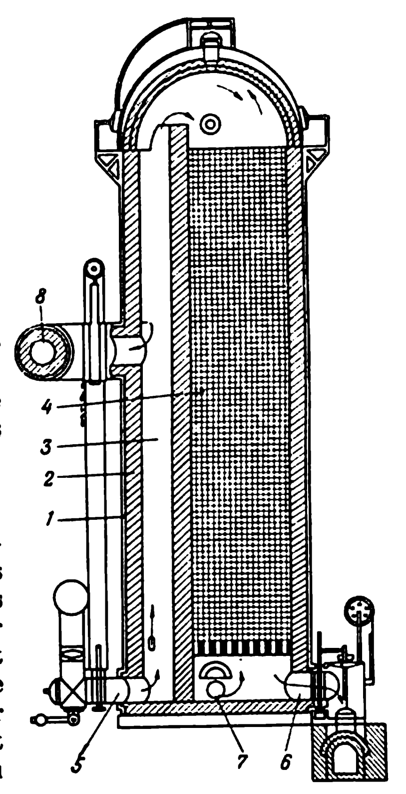


Fig. 5. Construction d'un cowper

Production du vent chaud. Le vent nécessaire au fonctionnement du haut fourneau est formé par des souffleries centrifuges ou rotatives à vapeur d'un débit de 4 000 à 4 300 m³/mn. Le vent froid fourni par les souffleries rotatives sous la pression de 2,6 atm est refoulé vers le cowper, où il est réchauffé à 700-950° (selon la nuance de la fonte à fabriquer et la qualité du coke employé).

La fig. 5 représente le cowper d'un haut fourneau moderne. Le réchauffeur d'air est incorporé dans un blindage cylindrique d'acier *1* couvert par une coupole. Le revêtement des parois *2* est exécuté en briques en chamotte.

L'espace intérieur du cowper est divisé en deux parties : le puits de combustion *3* et l'espace avec un garnissage réfractaire *4*. Pour le réchauffement du cowper on emploie le gaz du gueulard épuré, refoulé vers le brûleur *5*. Pour assurer la combustion, un ventilateur refoule en même temps vers le brûleur la quantité d'air nécessaire prise à l'atmosphère. Le mélange d'air et de gaz s'enflamme dans

le puits de combustion, mais ne brûle que partiellement ; la combustion s'achève sous la coupole, d'où ses produits incandescents sont refoulés vers le bas, traversent le garnissage réfractaire en le réchauffant et sont évacués par la conduite de fumée *6*.

Une fois le garnissage réfractaire réchauffé à 1 100-1 200°, on coupe l'amenée dans le puits de combustion du gaz de gueulard et de l'air et on branche la soufflerie centrifuge pour canaliser le vent froid vers le chenal 7. Le vent arrive d'abord dans l'espace sous le garnissage du cowper, puis passe par les canaux du garnissage réfractaire tout en se réchauffant progressivement. Après avoir atteint de 800 à 900°, le vent est refoulé par la conduite *8* vers les tuyères du haut fourneau.

Les dimensions du cowper, le volume et la surface de son garnissage réfractaire sont fonction de l'espace de travail du haut fourneau. On peut considérer que pour 1 t de production quotidienne du haut fourneau il faut avoir 50 m² de surface de réchauffement du cowper.

Selon la hauteur, le garnissage d'un cowper est le plus souvent réalisé en trois rangées avec des canaux de différentes sections pour le passage du gaz et du vent incandescents.

§ 7. Fonctionnement du haut fourneau

Mise à feu. Une fois le montage et la vérification de tout l'équipement terminés, le haut fourneau doit être mis à feu, c'est-à-dire préparé pour un fonctionnement ininterrompu pendant 4,5 à 5 ans (campagne du haut fourneau). L'opération de la mise à feu commence par le séchage ralenti du revêtement réfractaire pendant 5 à 6 jours.

Après le séchage et un certain réchauffement du garnissage, on introduit avec précaution dans le fourneau la charge de la mise à feu, on allume le coke près des tuyères et on lance le vent chaud. La première charge de la mise à feu est composée seulement de coke (fausse charge), puis de coke avec une petite quantité de fondants et de minerai. A mesure que la combustion se développe, la composition de la charge est modifiée dans le sens de l'augmentation de la teneur en minerai et en fondants jusqu'aux limites établies par les calculs. La première coulée du laitier est effectuée 15 ou 20 heures après la mise à feu, la coulée de la fonte, après 24 heures.

Phénomènes physico-chimiques qui se déroulent au sein d'un haut fourneau. Les charges de travail, c'est-à-dire des quantités déterminées de coke, de minerai (aggloméré) et de fondants, sont versées dans le haut fourneau par couches séparées et participent ainsi à la fusion. On peut considérer que le volume de l'espace de fusion d'un haut fourneau est réparti entre le coke, le minerai et les fondants dans la proportion de 10 : 3,6 : 1.

Pendant la combustion du coke les matériaux à fondre qui se trouvent près des tuyères se déplacent progressivement en bas, à l'encontre du flux de gaz incandescents se formant dans le creuset et partiellement au niveau des étalages. Bien que le séjour des gaz incandescents dans le fourneau soit très bref (de 5 à 6 s), ils ont le temps de réchauffer la colonne des charges jusqu'à des températures élevées, amorçant ainsi les modifications physiques et chimiques correspondantes du combustible, du minerai et des fondants. Au niveau du gueulard la température des gaz atteint de 300 à 350°; à mesure qu'on descend elle s'élève régulièrement. Les températures les plus élevées (1 700-1 750°) sont développées dans la partie supérieure du creuset près des tuyères, car c'est justement là que se déroule la réaction de la combustion du carbone de coke

$$C + O_2 = CO_2. \tag{1}$$

Cette réaction conditionne le dégagement d'une grande quantité de chaleur et la formation du gaz carbonique (CO_2), qui se décompose complètement en entrant en contact avec le coke incandescent:

$$CO_2 + C = 2CO; \tag{2}$$

c'est pourquoi la phase gazeuse qui s'est formée dans le creuset et à la partie inférieure des étalages acquiert des propriétés nettement réductives.

Dans le haut fourneau, les charges en contact avec les gaz évacués perdent d'abord l'eau hygroscopique, puis l'eau d'hydratation. Par suite de la déshydratation (perte de l'eau hygroscopique), les morceaux de la charge diminuent quant au poids, deviennent plus poreux et parfois se crevassent. La perte de l'eau d'hydratation (chimiquement combinée) commence à 102-105° et dans certains cas se termine seulement à 450-500° (il en est ainsi par exemple pour les morceaux argileux $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$). Lors d'un réchauffement à 200-250°, les oxydes de fer hydratés contenus dans les hématites brunes ($nFe_2O_3 \cdot mH_2O$) se transforment en oxyde de fer (Fe_2O_3). La déshydratation du lit de fusion commence au niveau du gueulard et se termine ordinairement au niveau de la moitié supérieure de la cuve. C'est là aussi que les restes des matières volatiles s'échappent du coke (sous forme de H_2, CH_4 et d'autres gaz).

La décomposition thermique (dissociation) des combinaisons carbonatées contenues dans le fondant et dans certains types de minerai de fer (sidérite) se déroule au milieu et dans la partie inférieure de la cuve. La température du début et de la fin de la décomposition est fonction de la nature chimique des combinaisons carbonatées et de la grandeur des morceaux ; ainsi, la castine se transforme en chaux selon la réaction

$$CaCO_3 = CaO + CO_2 \tag{3}$$

à 900-1000°. La sidérite se décompose à des températures inférieures, de 400 à 550°, en formant de la magnétite selon la réaction

$$3FeCO_3 = Fe_3O_4 + 2CO_2 + CO. \quad (4)$$

Le gaz carbonique qui se dégage lors de la décomposition des $CaCO_3$, $FeCO_3$ et d'autres combinaisons carbonatées, dilue les gaz du gueulard en réduisant leur teneur en oxydes de carbone.

Les morceaux de minerai et d'aggloméré, après leur déshydratation, sont soumis à la réduction qui aboutit à la formation du fer métallique.

Les réducteurs du minerai de fer dans un haut fourneau sont : 1) l'oxyde de carbone (qui se forme près des tuyères lors de la combustion du coke) ; 2) l'hydrogène (qui se forme aux niveaux inférieurs du fourneau lors de l'interaction des vapeurs d'eau du vent avec le carbone du coke selon la réaction $C+H_2O_{vap}=CO+H_2$) ; 3) le carbone solide (qui entre dans la composition du coke).

En règle générale, les gaz du haut fourneau contiennent peu d'hydrogène, c'est pourquoi la plus grande partie du minerai est réduite par l'oxyde de carbone et le carbone solide. Cette réduction commence dans la cuve et se déroule par gradins depuis l'oxyde de fer supérieur (Fe_2O_3) jusqu'à l'oxyde moyen (Fe_3O_4), et depuis l'oxyde moyen jusqu'à l'oxyde inférieur (FeO), selon les réactions

$$3Fe_2O_3 + CO = 2Fe_3O_4 + CO_2; \quad (5)$$
$$Fe_3O_4 + CO = 3FeO + CO_2; \quad (6)$$
$$FeO + CO = Fe + CO_2. \quad (7)$$

Il faut considérer que la réaction (7) est la plus importante pour le travail pratique, car elle aboutit à la formation du produit final, le fer métallique. Elle s'appelle la réaction de la *réduction indirecte* du fer et se déroule à des températures modérées (500-900°) avec dégagement de chaleur.

Là où se trouve le coke incandescent la température du haut fourneau est plus élevée (supérieure à 1 000-1 100°); c'est pourquoi, outre la réduction du minerai de fer jusqu'au métal, on obtient ici une régénération rapide de l'oxyde de carbone qui peut être représentée par les formules suivantes :

$$FeO + CO = Fe + CO_2; \quad (8)$$
$$CO_2 + C = 2CO. \quad (2)$$

Le déroulement simultané des réactions (8) et (2) permet de réaliser l'addition suivante :

$$FeO + C = Fe + CO. \quad (9)$$

La réaction globale (9) s'appelle *réaction de la réduction directe* du fer. Elle se déroule aux dépens du carbone solide du coke qui adhère au minerai, ou du carbone qui se dépose dans les pores du minerai à de basses températures sous forme de suie. On considère que dans le haut fourneau 50 à 60 % de fer se forme selon la réaction

(8), et 40 à 50 %, selon la réaction (9). La réduction directe se déroule au niveau du ventre ; elle se fait d'autant mieux que la température des matériaux engagés est plus élevée, car la réaction (9) se déroule avec absorption de chaleur.

Le fer métallique formé dans le haut fourneau se trouve d'abord à l'état solide (fer spongieux) puisque sa température de fusion est très élevée (1 539°). En présence de l'oxyde de carbone, le fer spongieux est progressivement carburé

$$3Fe + 2CO = Fe_3C + CO_2 \qquad (10)$$

et la température de sa fusion baisse jusqu'à 1 150—1 200°. Il s'ensuit que le fer carburé (jusqu'à 1,8-2 % C) passe à l'état liquide (fond) et s'écoule par gouttes entre les morceaux de coke incandescent sur la sole du creuset.

Au cours du passage de ces gouttes de métal il se produit une saturation supplémentaire du fer en carbone jusqu'à 3,5-4 %, c'est-à-dire jusqu'à la teneur ordinaire de la fonte liquide en carbone.

La réduction et la carburation du fer sont accompagnées dans le haut fourneau par la réduction à partir du lit de fusion du manganèse, du silicium et du phosphore qui passent aussi dans la fonte.

La réduction des oxydes supérieurs et moyens du manganèse jusqu'à l'oxyde inférieur se déroule par gradins en consommant de l'oxyde de carbone selon le schéma $MnO_2 \rightarrow Mn_2O_3 \rightarrow Mn_3O_4 \rightarrow MnO$. Le bioxyde de manganèse MnO, comme étant l'oxyde inférieur de manganèse le plus difficilement réductible, est réduit par le carbone solide selon la réaction

$$MnO + C = Mn + CO. \qquad (11)$$

La réaction (11) s'accompagne de l'absorption de chaleur et se déroule à des températures supérieures à 1 100÷1 200°. Cette circonstance détermine le choix du régime lors de la fabrication dans un haut fourneau des fontes manganésées : le fourneau doit consommer plus de coke et être alimenté d'un vent plus chaud (800-900°).

La silice (SiO_2) est réduite seulement par le carbone solide selon la réaction

$$SiO_2 + 2C = Si + 2CO, \qquad (12)$$

qui se déroule aussi avec absorption de chaleur. La réaction (12) à l'état pur se développe à 1 450°, mais en présence du fer métallique réduit elle s'amorce à une température inférieure (1 050-1 100°). Ainsi, pour fabriquer des fontes siliciées le haut fourneau doit aussi marcher avec une consommation élevée de coke et un réchauffement plus poussé du vent chaud.

Le phosphore est apporté dans le lit de fusion en forme de phosphates de calcium et sa réduction en présence de la gangue du minerai (SiO_2) est réalisée grâce à la consommation du carbone solide

$$P_2O_5 \cdot (CaO)_4 + 5C + 2SiO_2 = 2P + 2\,(CaO)_2 \cdot SiO_2 + 5CO. \qquad (13)$$

La réaction (13) s'amorce facilement et c'est pourquoi le phosphore passe entièrement dans la fonte.

Le comportement du soufre diffère quelque peu de celui du phosphore. Une certaine quantité est évacuée avec le gaz de gueulard sous forme de H_2S et de SO_2, mais la part principale reste et se répartit sous forme de sulfites entre le laitier et la fonte liquides. Il faut considérer que la combinaison du soufre la plus indésirable est le sulfure de fer FeS, très soluble dans le métal.

Quand le laitier est suffisamment saturé en chaux (45-50%), on observe dans le creuset du four la réaction suivante :

$$FeS + CaO + C = Fe + CaS + CO, \qquad (14)$$

qui aboutit à faire passer une partie du soufre dans le laitier sous forme de sulfure de calcium insoluble dans le métal.

Pour tirer de la réaction (14) tout ce qu'elle peut donner, il faut mettre au point le laitier. Dans ce but il convient, en particulier, que la quantité de castine faisant partie du lit de fusion soit rigoureusement calculée et que la température au creuset atteigne le niveau élevé nécessaire. Cette température dépendra de la consommation du coke, de la température du vent et du régime judicieux de la formation du laitier dans les parties supérieures du fourneau.

La formation du laitier se produit en deux étapes. A peu près au niveau du ventre ou de la partie inférieure de la cuve, le laitier primaire se forme d'abord sur la base d'un mélange facilement fusible de plusieurs oxydes (de chaux, silice, alumine et fer). Si les quantités des composants indiqués forment un certain rapport, les premières portions du laitier ferreux liquide apparaîtront à la température de 1 160 à 1 200°. Le laitier primaire, en s'écoulant dans le creuset, est réchauffé jusqu'à des températures plus élevées et sa composition chimique subit des modifications par suite de la dissolution des cendres de coke, des fondants et des restes de la gangue du minerai de fer. Dans le laitier final il reste très peu de protoxyde de fer ; mais, par contre, il s'enrichit beaucoup en castine, en oxyde de magnésium et parfois en alumine. Il s'ensuit que la capacité de désulfuration du laitier dans le creuset s'élève brusquement, ce qui est très avantageux pour le déroulement de la réaction (14).

§ 8. Produits du fonctionnement du haut fourneau

Les produits du fonctionnement d'un haut fourneau sont : la fonte, le laitier et le gaz du gueulard ainsi que des *fontes* de nuances différentes. Ce sont :

la *fonte d'affinage* employée pour la transformation en acier. Il existe trois types de ce genre de fonte selon le procédé de fabrication de l'acier et des exigences auxquelles elle doit répondre : 1) la fonte Martin des nuances M-1 et M-2 fabriquée lors d'une marche à allure chaude modérée du haut fourneau et d'une teneur de 1,5 à

2,5 % de Mn, de 0,4 à 1,5 % de Si, de 0,15 à 0,30 % de P, de 0,03 à 0,07 de S ; 2) la fonte Bessemer des nuances B-1 et B-2 fabriquée lors d'une marche à allure chaude à partir de minerais faiblement phosphoriques d'une teneur de 0,6 à 1,5 % de Mn, de 0,9 à 2 % de Si, jusqu'à 0,07 % de P, jusqu'à 0,06 % de S ; 3) la fonte basique ou Thomas de la nuance T-1 fabriquée à partir des minerais phosphoreux lors d'une marche à allure chaude modérée et d'une teneur de 1,6 à 2,0 % de P, environ de 1,4 % de Mn, jusqu'à 0,6 % de Si, jusqu'à 0,08 % de S ;

la *fonte de moulage* des nuances LK-00, LK-0, LK-1 et autres, employée dans la fonderie et fabriquée lors de la marche à allure chaude à partir d'un lit de fusion à teneur suffisante en silice. Les nuances de ces fontes destinées au moulage ont une teneur de 1,25 à 4,25% de Si et jusqu'à 1,3 % de Mn ;

les *fontes spéciales* ou les ferro-alliages du haut fourneau (ferrosilicium à 10-12 % de Si ; ferromanganèse pauvre à 10-12 % de Mn, ferromanganèse riche à 70-75 % de Mn, etc.), employées pour la désoxydation et l'affinage des aciers.

La composition finale du *laitier du haut fourneau* est en rapport direct avec la composition du lit de fusion et la nuance de la fonte à fournir. Lors de la fabrication dans les hauts fourneaux à coke de la fonte d'affinage ou de moulage, on choisit la basicité du laitier, c'est-à-dire le rapport $\beta=\frac{CaO + MgO}{SiO_2}$ plus grand que 1 (en général, $\beta=1,2\text{-}1,4$). La composition chimique des laitiers finaux des hauts fourneaux à coke se situe entre 33 et 40 % de SiO_2 ; 42 et 48 % de $CaO+MgO$; 10 et 20 % de Al_2O_3. Les laitiers des hauts fourneaux à charbon de bois sont plus acides, c'est-à-dire qu'ils contiennent plus de SiO_2.

Tous ces laitiers peuvent être employés pour la production du ciment et d'autres matériaux de construction (briques de laitier, coton de laitier, pavés pour le revêtement des routes, etc.).

§ 9. Indices techniques et économiques

Les indices les plus importants du fonctionnement d'un haut fourneau sont :

1) le coefficient d'utilisation du volume utile ;

2) la consommation de coke par 1 t de fonte fournie.

On appelle *coefficient d'utilisation du volume utile* le rapport du volume de l'espace de fusion (son volume utile) à la quantité de la fonte fournie en 24 heures :

$$K=\frac{V}{Q}\ \text{m}^3/\text{t}, \tag{15}$$

où V est le volume utile en m^3 ;

Q, la quantité de la fonte fournie en 24 heures en t.

La qualité du travail du haut fourneau est inversement proportionnelle à ce coefficient ; plus il est petit, moins il faut de volume de l'espace de fusion pour fournir 1 t de fonte en 24 heures.

La grandeur du coefficient K est fonction surtout de trois facteurs : 1) de la nuance de la fonte à produire ; 2) de la teneur de la gangue dans le minerai de fer ; 3) du caractère de la préparation de la charge à la fusion. Pour un très bon fonctionnement du haut fourneau lors de la fabrication de la fonte d'affinage K=0,65-0,68.

Pour produire une tonne de fonte Martin, il faut de 0,8 à 1 t de coke ; pour la fonte Bessemer, de 1,05 à 1,1 t ; pour la fonte de moulage, de 1,1 à 1,5 t ; pour les fontes spéciales, de 1,75 à 2,5 t.

En U.R.S.S., ces dernières années beaucoup de travaux ont été entrepris pour trouver les moyens d'intensifier la marche des hauts fourneaux et pour améliorer les indices techniques et économiques de leur production. On a prêté une grande attention au problème de la préparation préliminaire des matières premières : l'égalisation minutieuse et le triage selon la grandeur des minerais de fer, le lavage des charbons avant leur cokéfaction, le remplacement des minerais par l'aggloméré, la production de l'aggloméré fusible qui permet de réduire sensiblement la quantité de castine à ajouter dans le lit de fusion.

Une mesure importante pour l'intensification du fonctionnement du haut fourneau consiste en l'emploi d'un soufflage humidifié et d'un vent enrichi d'oxygène. Il est établi que l'emploi d'un soufflage à teneur en vapeurs d'eau élevée (mais constante) augmente de 8 à 10 % le rendement du fourneau. L'emploi du vent suroxygéné élève la température dans les zones de combustion et diminue la teneur en azote dans les gaz d'échappement.

Actuellement, jusqu'à 95 % de fonte fabriquée en Union Soviétique est fournie par les hauts fourneaux avec réglage automatique de la température du vent, ce qui contribue à régulariser la marche de la fusion, à diminuer la consommation du gaz du gueulard pour le réchauffement du vent et à augmenter la durée du revêtement des cowpers.

CHAPITRE III

ÉLABORATION DE L'ACIER

En comparant la composition chimique de la fonte et de l'acier, on se rend compte que la fonte contient plus de carbone, de silicium, de manganèse, de phosphore et de soufre ; donc, la fabrication de l'acier consiste à diminuer la concentration de plusieurs éléments qui font partie de la fonte ; cette tâche est remplie par une fusion oxydante.

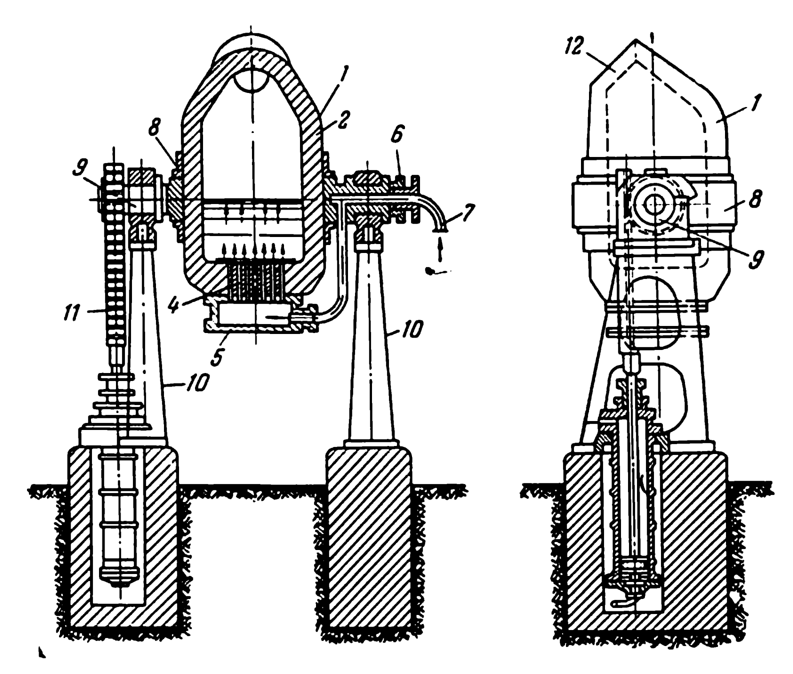


Fig. 6. Construction d'un convertisseur pour la fabrication de l'acier

Dans l'industrie moderne, l'acier est élaboré dans un des trois appareils de fusion : aux convertisseurs Bessemer et Thomas, à partir de la fonte liquide ; dans les fours Martin et électriques, à partir de la fonte liquide ou la fonte solide avec addition du scrap ferrugineux ; dans les fours électriques, à partir du scrap ferrugineux.

§ 1. Fabrication de l'acier au convertisseur

Description d'un appareil de fusion. Le convertisseur est un appareil prévu pour la production de l'acier par l'affinage de la fonte liquide au vent ; c'est un réservoir ayant la forme d'une cornue (fig. 6). Il comporte un blindage rivé ou soudé en tôles d'acier *1* garni intérieurement de matière réfractaire *2*. A l'extérieur, le blindage avec le garnissage est serré dans une ceinture d'acier *8*. Les tourillons *6* et *9* du convertisseur reposent sur deux supports *10*. L'appareil de renversement hydraulique *11* (parfois un démultiplicateur) assure le pivotement du convertisseur autour de l'axe horizontal qui permet de lui donner la position horizontale ou verticale. L'appareil de renversement est relié par une crémaillère au pignon fixé sur le tourillon *9*.

Le fond du convertisseur comporte des tuyères *4*, à travers lesquelles l'air comprimé est refoulé dans l'épaisseur de la fonte. La

boîte à vent *5* fixée à ce fond est destinée à recevoir l'air comprimé et le distribuer selon les tuyères. Pour arriver à la boîte *5*, le vent traverse le canal *3* après avoir passé par le tourillon creux *6* accouplé par articulation à la tubulure *7*.

Avant de verser la fonte liquide, on tourne le convertisseur sur les tourillons pour le placer horizontalement. Dans cette position, l'embouchure de la tuyère dans le fond se trouve au-dessus du niveau auquel peut monter la fonte. Après avoir rempli de fonte par le bec *12* le convertisseur, on le relève lentement pour lui donner une position verticale (le fond en bas) ; alors, le vent est lancé, ce qui empêche la fonte liquide de pénétrer par les tuyères dans la boîte à vent. La quantité de la fonte liquide ne doit pas dépasser 1/5 du volume de la partie cylindrique du convertisseur ; l'espace restant est nécessaire pour assurer la circulation du métal lors du soufflage.

Le garnissage réfractaire du convertisseur dépend du caractère de la fusion. Pour le procédé Bessemer (acide) il est exécuté en briques Dinas ou en quartzite ; pour le procédé Thomas (basique), on emploie un matériau basique (dolomie frittée). Le garnissage acide d'un convertisseur résiste à 1 000-2 000 coulées, le garnissage basique, à 350-400 coulées. Le fond des convertisseurs des deux types se détériore plus vite, c'est pourquoi il faut le remplacer plus souvent.

En général, les convertisseurs acides ont une capacité de 10 à 30 t, les convertisseurs basiques, de 25 à 40 t et plus. Dans les usines en construction, la capacité des convertisseurs sera pousée jusqu'à 60-80 t et plus.

La pression du vent dans les convertisseurs est de 2 à 2,5 atm. Le volume du vent utilisé est d'environ 350 m^3 par tonne de fonte. Le nombre total des embouchures des tuyères dans le fond dépend des dimensions du convertisseur. Leur diamètre varie de 10 à 20 mm.

Procédé Bessemer[1]. Pour le procédé Bessemer (convertisseur à garnissage acide) on emploie une fonte à teneur suffisamment élevée en silicium (jusqu'à 2 %), en manganèse (jusqu'à 1,5 %) et à teneur minimale en soufre et en phosphore. Lors du soufflage de l'air comprimé, dans le métal liquide s'amorcent des réactions de combustion du fer, du silicium, du manganèse. Ces réactions se déroulent avec dégagement d'une grande quantité de chaleur, ce qui élève brusquement la température du bain métallique de 1 250° à 1 650°.

La *période de scorification* commence dès l'introduction du vent dans le convertisseur et dure 4-5 mn. Pendant cette première période de soufflage, des réactions chimiques se développent dans le volume du métal liquide : dès l'arrivée des premières portions d'air comprimé dans l'épaisseur de la fonte en fusion, le fer s'oxyde partiellement :

$$2Fe + O_2 = 2FeO, \qquad (16)$$

[1] Employé pour la première fois en 1856.

car sa part constitue 92-94 % environ du poids de la fonte versée dans le convertisseur. Le protoxyde de fer qui se forme suivant la réaction (16) passe en partie dans la scorie tout en se dissolvant aussi partiellement dans le métal liquide et provoque l'oxydation du silicium et du manganèse :

$$Si + 2FeO \longrightarrow SiO_2 + 2Fe; \qquad (17)$$

$$Mn + FeO \longrightarrow MnO + Fe. \qquad (18)$$

Les réactions (16), (17) et (18) se déroulent avec dégagement d'une grande quantité de chaleur nécessaire à l'échauffement du métal. Les oxydes de silicium et de manganèse qui se forment suivant ces réactions, donnent avec le protoxyde de fer un laitier acide (40—50 % de SiO_2). Pendant la scorification, des particules de fonte liquide s'échappent du bec entraînées par les gaz ; elles éclatent à l'air en formant des étincelles.

La deuxième période de l'opération est celle des *flammes*, qui commence après la combustion presque complète de tout le silicium et le manganèse de la fonte et le chauffage du métal à une température suffisamment élevée. Cela crée les conditions nécessaires à la combustion intense du carbone au sein du bain métallique :

$$C + FeO = Fe + CO. \qquad (19)$$

La réaction (19) se déroule avec l'absorption de chaleur ; la température du métal baisse environ de 50 à 80°. La décarburation dure généralement de 8 à 12 mn. L'oxyde de carbone produit par la réaction (19) s'échappe du bec et s'oxyde à l'air formant une flamme brillante au-dessus du convertisseur.

La troisième période est celle des *fumées brunes* observées à la fin du soufflage. Elle se distingue des précédentes par l'apparition au-dessus du bec de fumées brunes qui indique que toutes les impuretés sont brûlées et qu'il n'y a que le fer qui est en train de s'oxyder. La troisième période de soufflage dure tout au plus 1-2 mn, après quoi le convertisseur est ramené à la position horizontale pour permettre d'introduire les réducteurs (ferromanganèse, ferrosilicium ou aluminium) ; ceux-ci ont pour tâche de désoxyder le fer et d'assurer l'élaboration d'un acier ayant une teneur déterminée en manganèse et en silicium.

L'acier Bessemer obtenu par ce procédé a une très faible teneur en carbone, car ce dernier a été brûlé pendant la deuxième période de soufflage.

L'acier Bessemer à une teneur en carbone plus élevée est obtenu par deux procédés : 1) le soufflage est coupé au moment où le métal liquide a encore la quantité indiquée de carbone ; 2) la décarburation du métal se poursuit jusqu'à la fin de l'opération, mais ensuite on introduit de la fonte pour augmenter ainsi la teneur en carbone jusqu'à la limite indiquée. Le déchet de métal dû au soufflage constitue 8-12 %.

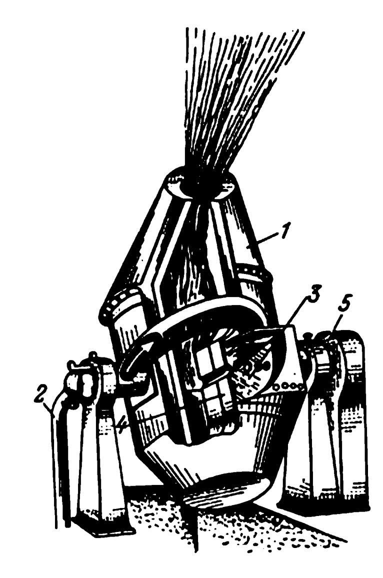


Fig. 7. Convertisseur à soufflage latéral

L'acier pour la fabrication des pièces de fonderie est le plus souvent élaboré dans de petits convertisseurs à garnissage acide et soufflage latéral.

Le convertisseur à soufflage latéral (fig. 7) représente un blindage en tôles de fer *1* revêtu à l'intérieur d'un garnissage réfractaire *4* formé de briques de Dinas. La cornue est fixée par des tourillons aux deux montants *5*. Le vent est refoulé sous une pression de 200 à 350 mm Hg par la tubulure *2* d'abord vers la boîte à vent *3* et ensuite vers les tuyères latérales.

Avant le début du soufflage, le convertisseur est légèrement incliné; les tuyères à air forment alors un angle de 15 à 20° avec la surface du métal liquide. L'air comprimé qui s'échappe des tuyères ne traverse pas toute l'épaisseur du métal, mais pénètre seulement à partir de sa surface. Une partie d'oxygène de l'air soufflé est employée pour achever la combustion de l'oxyde de carbone qui se dégage du métal, à l'intérieur du convertisseur, ce qui provoque un échauffement intense du métal.

La fonte liquide pour l'alimentation du convertisseur à soufflage latéral est fournie par des cubilots.

Procédé Thomas[1]. Dans ce procédé, on charge le convertisseur à garnissage basique (en briques de dolomie) d'une certaine quantité de chaux récemment frittée, ensuite on verse de la fonte liquide riche en phosphore (1,6-2 %), aussi pauvre que possible en silicium (jusqu'à 0,06 %) et en soufre (jusqu'à 0,07 %). En d'autres termes, le procédé Thomas consiste à employer un laitier artificiel pour éliminer et lier le phosphore contenu dans la fonte.

Le versement de la fonte liquide, le basculement de la cornue et le lancement du vent sont effectués de la même façon que pour le convertisseur Bessemer.

La première période de soufflage est caractérisée par l'oxydation du fer, du silicium et du manganèse et par la formation d'un laitier basique (grâce à l'addition de la chaux). La température du bain s'élève un peu, mais le phosphore n'est pas encore éliminé du métal. Au cours de la deuxième période, le métal subit une décarburation accompagnée d'un abaissement de température. Quand la teneur en carbone baisse jusqu'à 0,1-0,2 % et la température tombe à

[1] Employé pour la première fois en 1878.

1 400-1 420°, l'opération s'engage dans la troisième période. Celle-ci dure 3-5 mn et se manifeste par une oxydation intense et une déphosphoration suivant la réaction :

$$2P + 5FeO + 4CaO = (CaO)_4 \cdot P_2O_5 + 5Fe. \qquad (20)$$

La réaction (20) se déroule avec un fort dégagement calorifique, ce qui fait élever brusquement la température du métal à 1 600°.

Quand la troisième période est achevée, avant d'introduire dans l'acier les réducteurs il faut procéder au décrassage, c'est-à-dire à l'évacuation de la scorie phosphorique à partir du convertisseur, sans quoi le carbone, le silicium et le manganèse qui font partie des réducteurs, vont réduire le phosphore de la scorie et le faire passer partiellement dans le métal. Les scories Thomas contiennent jusqu'à 22 % de P_2O_5, c'est pourquoi elles sont employées comme engrais.

Vent enrichi en oxygène. Pour intensifier le fonctionnement des convertisseurs, on a commencé ces dernières années à employer le vent enrichi en oxygène.

Pour le procédé Bessemer cela permet de réduire le temps de soufflage et d'élever le rendement de 15 à 20 % en augmentant la part des riblons d'acier dans la charge (jusqu'à 30 % au lieu de 5-8 %). Mais le mérite principal du vent suroxygéné dans le cas des procédés Bessemer et Thomas consiste à diminuer sensiblement la teneur en azote de l'acier jusqu'à 0,008-0,010 % et même 0,004-0,005 % au lieu de 0,022-0,03 % pour le soufflage d'air.

Un procédé particulièrement effectif est l'introduction dans le vent d'un mélange d'oxygène avec des vapeurs d'eau ou du gaz carbonique, ce qui permet d'élever la qualité de l'acier Bessemer au niveau de l'acier Martin et même de l'acier électrique. L'emploi d'oxygène au convertisseur permet d'étendre le domaine d'utilisation des aciers Bessemer et Thomas.

§ 2. Procédé Martin

Les fours Martin fonctionnent avec un préchauffage du gaz combustible et de l'air, ce qui permet d'obtenir des flammes à des températures très élevées (jusqu'à 1 800°). Le préchauffage de l'air et du gaz avant leur admission dans le four est assuré par l'empilage des récupérateurs.

La fabrication de l'acier dans un four Martin compte les périodes suivantes : 1) le chargement et la fusion de la charge ; 2) l'ébullition du métal fondu ; 3) l'affinage et la réduction du métal.

La fig. 8 donne le schéma d'un four Martin et montre le sens de la circulation des gaz lors de l'action des têtes droites. Avant d'entrer dans le laboratoire, le gaz et l'air de combustion passent à travers l'empilage des récupérateurs *1* et *2* chauffé jusqu'à 1 200°

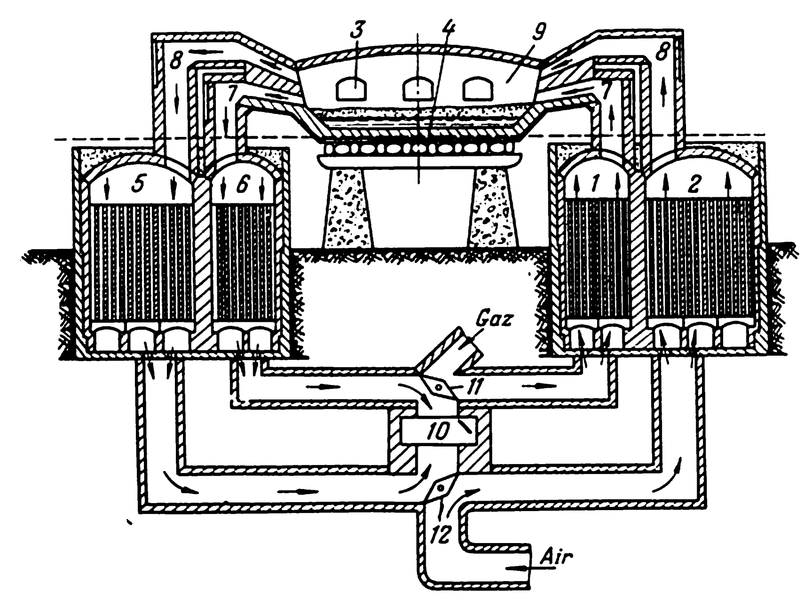


Fig. 8. Schéma de principe du fonctionnement d'un four Martin

environ. Ensuite, le gaz et l'air préchauffés à 1 000-1 100° suivent les canaux verticaux pour pénétrer dans les têtes droites *7* et *8*, se mélanger dans le laboratoire *9* et amorcer la réaction de combustion. Celle-ci porte la température sous la voûte presqu'à 1 700°.

Les produits gazeux de la combustion s'échappent du laboratoire par les têtes gauches *7* et *8* vers les chambres des récupérateurs *5* et *6*, réchauffent leur empilage et s'engagent dans la cheminée. Lorsque l'empilage des chambres *1* et *2* commence à se refroidir, le mouvent du gaz et de l'air est inversé par l'intermédiaire des vannes *11* et *12*, qui les dirigent vers les chambres *5* et *6* déjà réchauffées à 1 200-1 300° par les produits de combustion évacués ; ces derniers parcourent pendant ce temps l'empilage des chambres *1* et *2*. De cette façon le laboratoire du four Martin est alimenté sans interruption en gaz et en air préchauffés.

La plupart des fours Martin fonctionnent au mélange des gaz de gueulard et de fours à coke.

Les matériaux du lit de fusion (riblons, fonte, fondants) sont chargés à travers les portes de chargement *3* sur la sole *4* (voir fig. 8). L'échauffement de la charge, le réchauffement et la fusion du métal et de la scorie sont assurés par la chaleur de combustion des gaz incandescents du laboratoire, qui entrent en contact avec les matériaux en fusion. Le métal s'écoule à travers le trou de coulée placé dans la partie inférieure de la sole. Pendant la fusion, le trou de coulée est bouché avec de l'argile réfractaire.

La capacité des fours Martin modernes varie; ils peuvent recevoir une charge de 500 t et plus.

La sole des fours Martin peut être acide ou basique. Cette circonstance détermine le caractère des phénomènes métallurgiques qui se déroulent dans le four et la qualité du métal.

Dans les fours acides, le garnissage réfractaire de la sole, des parois et de la voûte est exécuté en briques Dinas. La partie la plus vulnérable du four (couches supérieures de la sole qui portent le métal et la scorie fondus) est formée d'un pisé de sable quartzeux, qui doit être restauré après chaque coulée. L'affinage au four Martin acide impose l'utilisation d'une scorie acide à haute teneur en silice (50-55 % de SiO_2).

Dans les fours Martin basiques, la sole et les parois sont revêtues par des briques de magnésite, et la voûte, par des briques de Dinas ou de chrome-magnésite. Les couches supérieures de la sole sont en pisé formé de magnésite et de dolomie pulvérulentes; elles doivent être réparées entre les coulées. L'affinage sur sole basique est réalisé sous une scorie basique (40-50 % de CaO).

La marche acide ou basique du four Martin est assurée par divers procédés de fusion, conditionnés par les matières premières employées (charge). Dans certaines usines, le plus souvent dans celles de construction mécanique, la fusion est réalisée à charge solide : avant de commencer l'opération, on charge dans le four de la fonte en gueuses, des riblons métalliques et une certaine quantité de minerai de fer. Cette opération porte le nom de *scrap-process* (procédé aux riblons).

Dans les usines sidérurgiques qui comptent des hauts fourneaux en action, la charge des fours Martin est constituée par de la fonte liquide (60 %), des riblons (40 %), du minerai de fer et des fondants. Ce genre d'opération porte le nom de *procédé au minerai* ou *ore-process*.

Procédé Martin basique. Examinons les particularités de l'élaboration de l'acier au four basique à charge solide (procédé aux riblons).

Avant de commencer l'opération on établit la quantité et le genre des matériaux à faire fondre (fonte en gueuses, riblons d'acier, castine, minerai de fer), ainsi que l'ordre de leur chargement. En choisissant les matériaux il faut tenir compte de la teneur en carbone du métal après la fusion qui doit être de 0,6 à 0,8 % supérieure à celle de l'acier au moment de la coulée.

D'abord on charge des riblons légers, on ajoute environ 30 % de riblons lourds et presque toute la chaux et le minerai, nécessaire à la formation de la scorie primaire.

Pendant le chargement et la fusion de la charge le fer et le phosphore subissent une oxydation partielle, le silicium et le manganèse s'oxydent à peu près complètement ; ils forment ainsi la scorie primaire. L'oxydation de ces éléments au début de la fusion est

réalisée par l'oxygène des gaz du four et le minerai, et après la formation de la scorie primaire, par le protoxyde de fer dissous dans la scorie. Cette dernière, une fois formée, protège le mètal liquide contre le contact direct avec les gaz ; l'oxydation des inclusions se déroule aussi sous une couche de scorie. Dans ces conditions c'est le protoxyde de fer (FeO) qui est le transmetteur d'oxygène ; le protoxyde de fer se dissout selon la loi de la distribution dans le métal ainsi que dans le laitier. Il s'ensuit de cette loi que l'augmentation de la concentration du protoxyde de fer dans le laitier élève immédiatement sa concentration au sein du bain métallique; voilà pourquoi l'aciériste doit maintenir dans le laitier une certaine concentration de protoxyde de fer en introduisant au moment opportun du minerai. Cette opération est accompagnée de la réaction

$$Fe_3O_{4\,minerai} + Fe_{bain} = 4FeO_{laitier}. \qquad (21)$$

Le protoxyde de fer, qui se forme suivant la réaction (21), passe du laitier dans le métal et oxyde les inclusions qui s'y trouvent en amorçant les réactions (17), (18) et (19) que nous avons déjà examinées dans la description des procédés Bessemer et Thomas.

Vers la fin de la fusion de la charge au four Martin basique, une partie considérable du phosphore passe dans le laitier, car ce dernier a une teneur suffisante en protoxyde de fer et en chaux. Cela assure le développement de la réaction

$$2P + 5FeO + 4CaO = (CaO)_4 \cdot P_2O_5 + 5Fe. \qquad (22)$$

Pour empêcher le phosphore de repasser dans le métal avant le début de la deuxième période de la fusion, on procède au décrassage en évacuant 40 à 50 % de la scorie primaire, et en ajoutant de la chaux pour former une nouvelle scorie plus basique. Il faut alors renforcer la charge thermique du four pour que la castine réfractaire se dissolve plus vite dans le reste de la scorie primaire et que la température du bain métallique s'élève le plus possible. 15-20 minutes après la fin de la formation de la scorie plus basique, on charge une certaine quantité de minerai de fer. L'addition du minerai est effectuée en plusieurs reprises ; elle augmente dans le laitier la teneur en oxydes de fer et amorce la réaction (19) de l'oxydation du carbone dans le bain métallique.

L'oxyde de carbone produit par la réaction (19) se dégage du métal sous forme de bulles et provoque le bouillonnement. Pendant sa première phase, dite adoucissement, on ajoute ordinairement dans le four du minerai de fer. Le bouillonnement du bain contribue au brassage du métal, à l'élimination des particules non métalliques et des gaz dissous ; il contribue aussi à régulariser la température selon la profondeur du bain. Pour que le bouillonnement du bain métallique soit intense, il convient d'assurer l'apport de chaleur, car la réaction (19) se déroule avec l'absorption de chaleur.

La durée globale de la période d'oxydation du carbone dépend de la capacité du four Martin, de la nuance de l'acier fabriqué et peut durer de 1 h 15 à 2 h 30 et plus. La vitesse de l'oxydation du carbone est de 0,4-0,65 % par heure.

Pendant la deuxième phase du bouillonnement qui porte le nom de *violent*, le minerai n'est pas chargé dans le bain. Le métal bout en dégageant de petites bulles germinées par des oxydes de fer accumulés dans la scorie ; le carbone brûle à la vitesse de 0,3-0,4 % par heure.

Pendant le bouillonnement il faut veiller au laitier, surtout à sa basicité et à sa fluidité.

Quand la teneur en carbone dans le métal bouillant tombe un peu plus bas que celle prévue par l'analyse pour l'acier produit (établie par analyse rapide des prises d'essais de métal), on arrête le bouillonnement et l'opération entre dans sa dernière période, celle de *l'affinage et de la désoxydation du métal*. Dans ce but, on introduit dans le four Martin la quantité calculée du ferromanganèse en morceaux (à 12 % de Mn) ; ensuite (dans 10 à 15 minutes), du ferrosilicium (à 12-16 % de Si). Ces ferro-alliages amorcent les réactions

$$Mn + FeO = MnO + Fe; \quad (23)$$

$$Si + 2FeO = SiO_2 + 2Fe, \quad (24)$$

qui diminuent la teneur du métal en protoxyde du fer (le métal subit la désoxydation) et arrêtent la réaction d'oxydation du carbone. La désoxydation du métal se manifeste par la fin du dégagement des bulles d'oxyde de carbone de la surface de la scorie. Cette dernière devient calme.

Dans le four Martin basique, l'élimination partielle du soufre à partir du métal (désulfuration) se déroule suivant la réaction

$$FeS + CaO = CaS + FeO. \quad (25)$$

La réaction (25) est favorisée par une haute température et une basicité plus élevée du laitier ; en particulier, elle se développe bien vers la fin de la période de bouillonnement, après l'introduction des réducteurs.

Le four Martin basique permet d'obtenir de nombreuses nuances d'aciers alliés. Dans ce but, après la désoxydation du métal, on ajoute dans le bain des éléments d'alliage nécessaires (cuivre, chrome, nickel, etc.), ou des ferro-alliages correspondants (ferrochrome, ferrotitane, ferromanganèse et autres).

Avant la coulée, l'acier allié est maintenu un certain temps sous une couche de scorie, pour assurer une répartition plus régulière des éléments dans le volume du métal et pour réaliser une certaine dégazation de ce dernier. La désoxydation définitive de l'acier est opérée par de l'aluminium dans la gouttière du four ou dans la poche.

Pour le procédé au minerai, on verse la fonte liquide (jusqu'à 60 % du poids de la charge métallique) dans le four à travers la porte de chargement (après avoir bien réchauffé les riblons d'acier, le minerai et la chaux qui se trouvent sur sa sole). Les réactions chimiques, l'élimination du silicium, du manganèse, du phosphore, du carbone et du soufre se déroulent de la même façon que dans le procédé aux riblons.

Procédé Martin acide. La marche d'un four acide exige l'emploi de matériaux très purs d'une teneur minimale en phosphore et en soufre (P et S inférieurs à 0,03 %). Cela s'explique par le fait que le laitier acide, qui se forme pendant l'opération, ne retient pas ces impuretés de l'acier.

Les fours Martin acides marchent généralement à charge solide ; la part des riblons constitue 30 à 50 % du poids de la partie métallique de la charge. On s'efforce à maintenir la teneur en Si inférieure à 0,6 %, sinon la période de bouillonnement commence plus tard que d'ordinaire. La charge du four acide ne doit pas comporter de minerai de fer, car il peut interagir avec la silice de la sole et la détériorer en formant une combinaison facilement fusible $2FeO \cdot SiO_2$. Pour assurer la formation de la scorie primaire, on charge dans le four une certaine quantité de quartzite ou, plutôt, de la scorie Martin acide des coulées précédentes.

Après le chargement et le réchauffement de la charge, le fer, le silicium et le manganèse s'oxydent et forment avec les fondants la scorie acide primaire de fusion (jusqu'à 40 % de SiO_2). Dans cette scorie, la plus grande partie du protoxyde de fer est liée sous forme de silicates, ce qui rend difficile le passage du protoxyde de fer du laitier dans le métal. D'autre part, les laitiers acides ont une viscosité élevée, ce qui influe sur la vitesse de la combustion du carbone.

Pour rendre plus intense le bouillonnement, on charge sur la surface de la scorie par petites portions du minerai de fer en morceaux (afin d'augmenter dans le laitier la part des oxydes de fer) et de la chaux bien frittée (pour rendre le laitier plus liquide). En règle générale, les scories primaires des fours acides ne sont pas évacuées, car elles ne contiennent pas de phosphore.

Le comportement du silicium et de la silice dans un four acide est caractérisé par certaines particularités. Pendant la fusion de la charge l'oxydation du silicium est assurée par l'oxygène des gaz du four :

$$Si + O_2 = SiO_2, \qquad (26)$$

et une fois la charge fondue, par le protoxyde de fer du laitier, suivant la réaction (17).

La réaction (17) est réversible. A des températures suffisamment basses, elle se déroule dans un sens normal, mais à haute température, elle peut marcher dans un sens inverse, phénomène observé

à la fin de la fusion, lorsque la température du métal et de la scorie monte sensiblement.

A des températures élevées et en présence d'une quantité suffisante de carbone et de manganèse, un four à garnissage acide peut être le siège des réactions suivantes :

$$SiO_2 + 2C = Si + 2CO; \qquad (27)$$
$$SiO_2 + 2Mn = Si + 2MnO. \qquad (28)$$

La silice du laitier et de la sole peut participer aux réactions (27) et (28) ; de cette façon, la sole prend une part active dans le phénomène de la fusion.

Le silicium réduit du laitier ou de la sole exerce une action désoxydante sur l'acier et assure la fabrication d'un métal très sain.

Marche du four Martin par réduction du silicium. La marche du four Martin acide avec une réduction relativement poussée du silicium du laitier et de la sole est appelée le procédé de la *réduction du silicium*.

Lorsque l'opération marche bien, on peut s'abstenir d'introduire des réducteurs, mais se borner à désoxyder l'acier définitivement dans la poche de coulée par de l'aluminium.

La couche de scorie acide (siliceuse) à teneur très faible en protoxyde de fer libre protège le métal contre la sursaturation par de l'oxygène ; c'est pourquoi vers la fin de l'opération, c'est-à-dire avant la coulée, un acier acide contient moins d'oxygène dissous qu'un acier basique.

Par suite du prix élevé des matières premières et d'une longue durée de la période de bouillonnement, de nos jours on utilise le four Martin acide seulement pour l'élaboration d'un acier de qualité.

Indices économiques et techniques. Les indices principaux du fonctionnement des fours Martin sont : 1) la consommation spécifique du combustible par tonne d'acier produit; 2) la production d'acier en tonnes par 24 heures par m^2 de la sole.

La consommation du combustible par unité de poids d'acier liquide dépend de plusieurs facteurs (composition de la charge, puissance thermique du four, etc.). La pratique montre que pour obtenir la quantité de chaleur nécessaire (de 700 à 1 400 Cal par 1 kg de métal), le poids du combustible conventionnel qui doit être brûlé dans un four Martin doit correspondre à 10-20 % du poids de l'acier fabriqué. La consommation minimale du combustible est observée dans les fours qui fonctionnent normalement en charge liquide, la consommation maximale, dans les fours à charge solide ou dans les fours dont le régime thermique est défectueux par suite d'une mauvaise construction des têtes ou des récupérateurs, d'une voûte instable, etc.

La quantité de l'acier obtenue par m^2 de la sole est calculée en divisant la production fournie par le four en 24 heures (en tonnes) par la sufrace de la sole (en mètres carrés) mesurée conventionnel-

lement au niveau du seuil des portes de chargement du four. La production moyenne par m^2 de la sole des usines soviétiques est environ 7,6 à 8 t ; dans certaines usines elle s'élève même à 9-10 t. Le développement des procédés rapides de la fabrication de l'acier contribue à l'augmentation du rendement et permet de pousser jusqu'à 12 t la quantité d'acier obtenu par m^2 de la sole par 24 heures.

Le procédé le plus effectif pour l'intensification du travail au four Martin est l'enrichissement en oxygène de l'air de combustion. Il permet d'élever la température de la flamme, augmenter sa capacité de rayonnement, réduire la quantité des produits de combustion et augmenter ainsi la puissance thermique du four. L'introduction de l'oxygène dans la flamme et dans le bain des fours Martin accélère le phénomène de la fusion en augmentant de 25 à 30% le rendement des fours.

La construction des voûtes en briques de chromite-magnésite au lieu de briques de Dinas, augmente la puissance thermique, prolonge de deux à trois fois la période entre les réparations et élève le rendement de 6 à 10 %.

En U.R.S.S. 87 % de l'acier Martin sont actuellement élaborés dans les fours dont le régime thermique est commandé automatiquement. Grâce à l'automatisation il est devenu possible d'économiser le combustible, d'augmenter le rendement (à 8 % en moyenne) et de prolonger la durée de service de la voûte du four (à 9 %).

§ 3. Elaboration de l'acier au four électrique

Les installations les plus parfaites pour la fabrication de l'acier sont les fours électriques où l'énergie électrique transformée en chaleur permet de réchauffer et de fondre le métal.

L'acier est élaboré dans des fours électriques de deux types : à arc et à induction (à haute fréquence). Les premiers sont plus répandus dans la sidérurgie.

La fusion électrique a plusieurs avantages par rapport au procédé Martin et autres. Le four électrique permet : 1) d'obtenir des températures très élevées (jusqu'à 2 000°) et de fondre le métal à teneur élevée en constituants réfractaires (chrome, tungstène, molybdène, et autres) ; 2) d'obtenir un laitier très basique (jusqu'à 55-60 % de CaO) et d'éliminer du métal la plus grande partie du phosphore et du soufre, c'est-à-dire de bien l'épurer des inclusions nocives; 3) de créer une atmosphère réductrice ou un vide (fours à induction) et d'assurer la désoxydation et la dégazation poussées du métal.

Construction du four électrique à arc. La fig. 9 représente la construction d'un four électrique à arc destiné à l'élaboration de l'acier. Le réchauffement et la fusion de la charge sont assurés par la chaleur rayonnée par trois arcs électriques, selon le nombre de phases du courant alternatif (sur la fig. 9 on ne voit que deux électrodes ; la troisième est hors de la section). L'arc électrique est amorcé dans

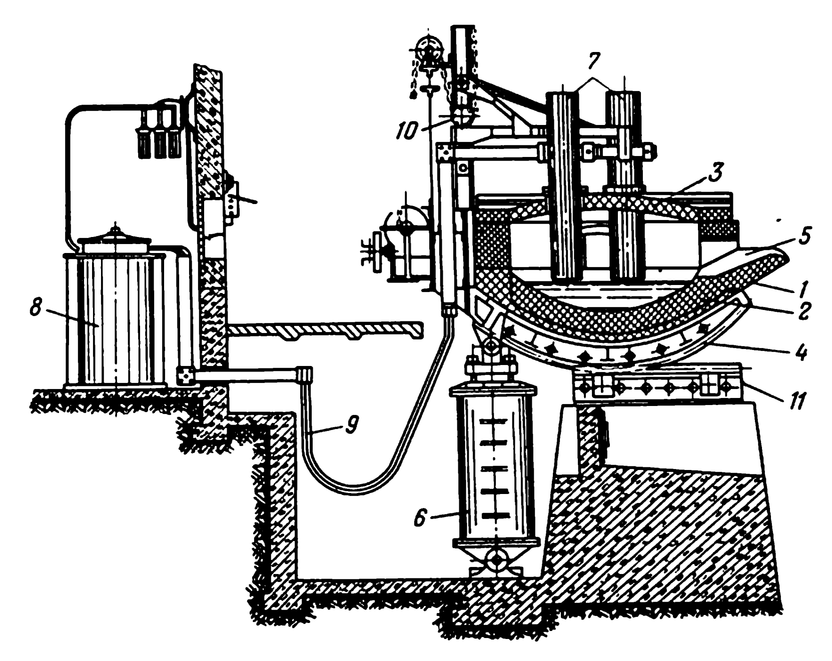


Fig. 9. Four électrique à arc d'une capacité de 80 t

le laboratoire du four entre les électrodes placées verticalement et la charge métallique.

Le four à arc comporte une enveloppe cylindrique *1* en tôles soudées ou rivées, à fond sphéroïdal ; un garnissage réfractaire de la sole des parois *2* ; une voûte cintrée amovible *3* constituée par des briques réfractaires dans l'anneau d'appui de la voûte (le revêtement en briques de la voûte comporte des trous pour les électrodes *7*) ; le mécanisme *10* qui assure la fixation et le déplacement vertical des électrodes ; deux semelles d'appui *4* circulaires qui supportent le four et sont employées pour le déplacer le long des glissières de la fondation *11* ; le mécanisme de basculement *6* qui permet de basculer le four et de l'incliner en approchant le trou de coulée de la gouttière *5* afin d'effectuer la coulée.

Le four est alimenté en courant électrique par un transformateur abaisseur *8* placé dans un local à part. Le courant est amené aux électrodes par des barres de cuivre et le câble flexible *9*.

La voûte du four à arc est le plus souvent exécutée en briques de Dinas, mais parfois on emploie dans ce but des blocs de chromite-magnésite.

La marche du four est assurée par des électrodes en charbon ou en graphite. La résistance électrique de ces dernières est inférieure et c'est pourquoi elles durent mieux à des températures élevées.

L'emploi des électrodes graphitisées pour l'élaboration de l'acier est plus rationnel, mais leur prix est plus élevé.

Pendant la fusion les électrodes brûlent à partir du bout inférieur et se raccourcissent ; c'est pourquoi il faut les faire descendre progressivement. Quand la nécessité se présente, on rallonge l'électrode d'en haut en la fixant à une électrode nouvelle par une vis de charbon. Chacune des électrodes est serrée fortement par les joues de contact d'un porte-électrode métallique connecté au bobinage secondaire du transformateur du four. Le bobinage primaire du transformateur est alimenté en courant de haute tension (6 000-30 000 V) transformé en courant d'une tension plus basse (90-280 V) selon le niveau prévu de la tension. La puissance du transformateur est fonction de la capacité du four et du procédé (gamme d'opérations de l'élaboration de l'acier). On peut considérer que la consommation de l'énergie électrique d'un four à arc lors de la marche en charge solide s'élève à 600-950 kWh par tonne d'acier produite. La capacité d'un four électrique à arc varie de 3 à 180 t et plus.

Elaboration de l'acier au four électrique à arc. Ce four est employé surtout pour fabriquer des aciers de qualité au carbone ou alliés à partir des charges appropriées. Le plus souvent on emploie une charge solide.

La fabrication de l'acier à partir d'une charge solide au four à garnissage basique peut être assurée par deux procédés principaux: 1) avec oxydation du carbone et d'autres composants du lit de fusion et 2) sans oxydation du lit de fusion (marche en refonte).

La gamme d'opérations qui prévoit l'*oxydation* ressemble beaucoup au procédé aux riblons du four Martin décrit ci-dessus. Après le garnissage (réparations) de la sole, on charge dans le four le lit de fusion préparé d'avance. La teneur moyenne de la charge en carbone doit être de 0,5 à 0,6 % supérieure à celle de l'acier à obtenir. Le carbone excédentaire du métal en fusion doit brûler pour assurer le bouillonnement du bain.

D'abord on charge sur la sole des riblons d'acier, puis des morceaux plus gros de la charge (bouts des laminés, petits lingots, etc.). L'empilage des morceaux doit être particulièrement dense à l'endroit prévu pour les électrodes et là où doit s'amorcer l'arc. Une fois le lit de fusion chargé, on fait descendre les électrodes depuis la voûte jusqu'à ce qu'elles touchent légèrement le métal. Avant de commencer l'opération, on place des morceaux de coke sous les bouts inférieurs des électrodes pour assurer un amorçage progressif des arcs ; ensuite on branche le transformateur du four.

Le procédé comporte deux périodes, l'oxydation et la réduction. L'*oxydation* assure la fusion de la charge solide. Le silicum, le manganèse, le phosphore, le carbone excédentaire et une partie de fer brûlent ainsi que certains éléments d'alliage, si la charge en contient (le chrome ou le titane, par exemple). L'oxydation des divers éléments se déroule suivant les réactions (17)-(25). L'élimination du phos-

phore a lieu surtout pendant la première phase de la période d'oxydation tant que le bain n'a pas encore atteint une température très élevée. La scorie riche en phosphore est décrassée à 60-70 % ; pour former ensuite une scorie primaire de fusion, on charge dans le four de la chaux fraîchement frittée et d'autres composants (minerai de fer, bauxite, spath fluor, briques de chamotte concassées, etc.). Après l'élimination de la plus grande partie de la scorie, on chauffe bien le métal et on charge une nouvelle portion de matières scorifiantes, de minerai de fer ou de battitures. Un peu plus tard, la formation de la scorie fluide de la deuxième phase de la période d'oxydation prend fin et le bouillonnement du bain commence.

Pendant l'ébullition qui dure au moins 45 à 60 minutes le carbone excédentaire, les gaz dissous et les inclusions non métalliques sont éliminés du métal ; on procède à des prises de métal pour établir rapidement par analyse le pourcentage de C et de Mn ainsi qu'à des prises de laitier pour établir sa composition (teneur en CaO et en SiO_2). La basicité du laitier est tenue au niveau de 2 à 2,5 unités nécessaire pour retenir le phosphore dans le laitier et assurer l'oxydation suffisante lors de l'addition du minerai de fer.

Après l'élimination du carbone, on décrasse toute la scorie de la deuxième phase de la période d'oxydation. Si la teneur du métal en carbone a diminué plus qu'il ne le faut pendant le bouillonnement, on introduit dans le four des électrodes de graphite concassées ou du coke pour recarburer le métal jusqu'au niveau prévu.

La réduction dans un four à garnissage basique peut se dérouler sous l'action : 1) du laitier calcaire pour les aciers à faible teneur en carbone ; 2) du laitier à carbures pour les aciers à carbone élevé.

Pour obtenir un laitier blanc on procède de la façon suivante : après avoir éliminé du four le reste de la scorie de la période d'oxydation, on charge sur la surface du métal le premier mélange scorifiant de la période de réduction. Ce mélange constitue 3 à 4 % du poids de métal ; il est composé à 80% de chaux et à 20 % de spath fluor (le spath fluor est ajouté pour diminuer la température de fusion du laitier). Après un certain temps, il se forme sur la surface du métal une couche de laitier à teneur suffisamment élevée de FeO et de MnO. Les prises d'essai du laitier solidifié ont une couleur sombre; ce laitier ne peut pas encore éliminer du métal l'oxygène sous forme de FeO.

Avant de commencer la désoxydation du métal on charge dans le four le deuxième mélange scorifiant de la période de réduction qui a pour but de diminuer la concentration des oxydes de fer et du manganèse dans la couche du laitier.

Le deuxième mélange est ordinairement composé d'une chaux bien frittée (4-5 parts), de spath fluor (une part), de charbon de bois concassé et de coke (2-3 parts). Ces composants sont bien brassés à la pelle et chargés en deux ou trois reprises sur la surface de la scorie déjà formée. Un peu plus tard, la composition du laitier se

modifie, sa basicité s'élève, alors que sa teneur en FeO et MnO diminue. Les prises d'essai solidifiées de ce laitier deviennent plus claires, il reçoit la propriété de réduire l'acier par diffusion, c'est-à-dire d'éliminer du métal le FeO dissous.

Pour renforcer l'action réductible du laitier blanc on charge dans le four, vers la fin de la période, du ferrosilicium en poudre qui diminue considérablement la teneur du laitier en FeO (jusqu'à 1-1,5 %). Le laitier blanc contient de 50 à 60 % de CaO ainsi que des morceaux de charbon de bois ou de coke qui surnagent à sa surface provoquant une désulfuration intense suivant la réaction (14). Cette réaction qui se déroule à des températures élevées est facile à réaliser au four électrique à arc.

Pendant la période de réduction, l'acier est ajusté à la composition prévue; on y introduit les additions nécessaires, y compris les éléments d'affinage.

La désoxydation définitive de l'acier est effectuée par de l'aluminium.

Jusqu'au moment où les prises d'essai solidifiées deviennent claires, la marche de l'élaboration de l'acier avec utilisation du laitier à carbures est la même que celle du laitier calcaire. Par la suite on charge sur la surface de la scorie un mélange pour la formation des carbures. Il est composé de coke, de chaux et de spath fluor mélangés dans la proportion 1 : 3 : 1. A des températures élevées, la réaction de l'interaction de la chaux avec le carbone du coke se déroule près des arcs électriques

$$CaO + 3C = CaC_2 + CO. \qquad (29)$$

Le carbure de calcium (CaC_2), qui se forme suivant la réaction (29), augmente la capacité de désoxydation et de désulfuration du laitier qu'on appelle laitier à carbures. Pour accélérer la formation du carbure de calcium dans le laitier, on bouche hermétiquement le four en fermant les portes de chargement et en vérifiant les garnitures des refroidisseurs annulaires dans la voûte près de chacune des électrodes.

Le laitier à carbures contient 55 à 65 % de CaO et 0,5 à 0,6 % de FeO ; il a un pouvoir carburant et on l'emploie, comme c'est indiqué ci-dessus, à l'élaboration des aciers de qualité à haute teneur en carbone (plus de 1% de C).

La gamme d'opérations de la *fusion sans oxydation* (refonte) se distingue du procédé précédent par le fait que la charge ne comporte pas de minerai ; pratiquement, la fusion est réalisée sans recourir au bouillonnement du bain. Le plus souvent on charge dans le four des riblons d'acier d'une nuance proche quant à la composition de celle qu'il faut obtenir. Pour réduire la teneur en carbone, on ajoute dans la charge 10 à 15 % de fer doux (moins de 0,1 % de C), fabriqué auparavant au four Martin et livré au four électrique comme matériau intermédiaire.

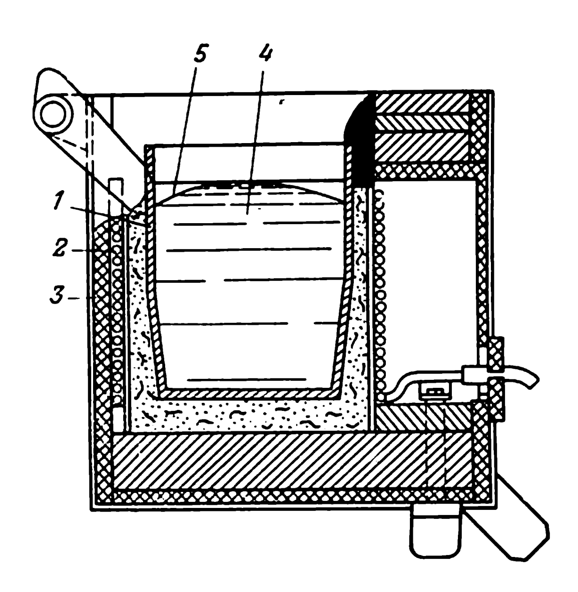


Fig. 10. Four à induction du type à creuset à haute fréquence pour la fabrication de l'acier

Le procédé de la refonte ne prévoit pas l'évacuation de la scorie primaire (ferrugineuse). Cela permet de conserver les éléments d'affinage précieux comme Cr, Ti, V qui passent du laitier dans le métal.

Dans ce procédé, la réduction peut être effectuée soit par un laitier calcaire, soit par un laitier à carbures.

Fours à induction pour la fabrication de l'acier. Ces 20 ou 30 dernières années on a commencé à employer dans la production de l'acier des fours à induction qui se distinguent sensiblement des fours à arc par le procédé de l'alimentation en énergie du métal en fusion.

Le principe du fonctionnement d'un four à induction se rapproche de celui d'un transformateur ordinaire. Il comporte un bobinage, primaire (inducteur) ; quand le courant alternatif traverse la bobine, il forme autour d'elle un champ magnétique alternatif aux lignes de force magnétiques d'une certaine densité. Le flux magnétique induit dans le contour secondaire constitué par le creuset chargé de métal des courants alternatifs (courants Foucault) ; leur action assure le réchauffement et la fusion du métal.

La fig. 10 représente la construction d'un four à induction du type à creuset destiné à l'élaboration de l'acier. Le four comporte un creuset de fusion réfractaire *1* où l'on charge le métal et un inducteur *2*. L'inducteur est exécuté sous forme de bobine en tube de cuivre dans lequel circule l'eau de refroidissement; il est placé dans un corps *3* fait d'une matière amagnétique. Entre l'inducteur

et les parois extérieures du creuset se trouve un joint d'isolation. Pour assurer la coulée du métal liquide, le corps du four avec le creuset peut basculer autour de l'axe horizontal.

Le métal destiné à la fusion est chargé dans le creuset où il passe à l'état liquide quand il subit l'action du flux magnétique engendré par l'inducteur. Le courant alternatif nécessaire à l'alimentation du four est fourni par des alternateurs ou des générateurs à lampes. L'amenée du courant à partir des générateurs jusqu'à l'inducteur est assurée par un câble flexible ou des barres de cuivre. La puissance et la fréquence du courant fourni à l'inducteur sont déterminées par la capacité du creuset (son diamètre) et le genre de charge. En général, on emploie un courant d'une fréquence de 500 à 2 500 périodes par seconde (les fours à grand encombrement fonctionnent à des fréquences inférieures). La puissance d'un alternateur est choisie de 1 à 0,4 kW par kilogramme de charge métallique.

Le garnissage des creusets peut être acide ou basique. Le garnissage acide est exécuté en quartzite concassé ; comme liant on prend de l'acide borique en poudre (jusqu'à 1,5 %). Le garnissage basique est exécuté en poudre de magnésie de fusion bien frittée (MgO) ; comme liant on peut employer l'acide borique (3 %).

La capacité des fours à induction varie de 50 kg à 10 t.

Pour fabriquer de l'acier dans un four à induction on a recours le plus souvent au procédé de la refonte. Le déchet des éléments d'affinage est alors insignifiant.

La formation de la scorie *5* dans le creuset d'un four à induction est surtout assurée par le chargement de matières scorifiantes sur la surface du métal fondu *4*. Au milieu, cette surface est quelque peu relevée par rapport aux bords, par suite de la répulsion du métal à partir des spires immobiles de l'inducteur lors du passage du courant alternatif. La température de la scorie est inférieure à la température du métal fondu, car la scorie n'a pas de perméabilité magnétique et ne peut pas être le siège où prennent naissance les courants induits.

Les fours à induction ont l'avantage de fonctionner sans électrodes, donc le danger de la carburation du métal n'existe pas et le contrôle est rendu plus facile. L'action des forces électromagnétiques provoque dans le creuset un brassage énergique du métal, ce qui accélère les réactions chimiques et rend le métal très homogène.

Les fours à induction sont le plus souvent employés pour la production des aciers à fort alliage et des alliages d'une destination spéciale. Le corps avec le creuset de fusion du four à induction peut être placé dans un blindage au sein duquel il est facile de créer un vide ou une atmosphère réglable formée de gaz d'une composition déterminée (par exemple, d'hydrogène) ; ces possibilités ouvrent de larges perspectives à l'utilisation des fours à induction pour la fusion et la coulée sous vide et pour la production de l'acier dans une atmosphère neutre.

§ 4. Procédés combinés de la production de l'acier

Lors de l'élaboration de l'acier par le procédé duplex, le traitement de l'acier est réalisé dans deux appareils, utilisés par couples de la façon suivante :

1) fours Martin basique et acide ;
2) four Martin basique—four électrique basique;
3) convertisseur Bessemer —four Martin basique.

Les procédés duplex dans certains cas sont très avantageux et les seuls possibles.

L'accouplement du convertisseur Bessemer au four Martin basique permet de mieux utiliser la productivité de la cornue (l'opération dure de 20 à 25 minutes). Le four Martin permet de corriger les défauts propres au procédé Bessemer : l'impossibilité d'éliminer le soufre, le phosphore et l'azote excédentaires. En gros, l'affinage de la fonte fondue est réalisé dans le convertisseur, où elle subit l'action de l'air soufflé ; ensuite, le demi-produit liquide ainsi obtenu est déversé dans le four Martin basique où l'on procède à la désulfuration et la déphosphoration jusqu'à ce qu'on obtienne la composition chimique nécessaire.

La combinaison du four Martin basique avec le four électrique à arc basique permet de réduire l'énergie électrique consommée par la fusion et la déphosphoration du métal. Dans ce cas, le four Martin assure la fusion, la déphosphoration et partiellement l'ébullition du métal. Ensuite, l'acier est déversé dans le four électrique où l'on effectue l'affinage, la désoxydation, et l'on introduit les éléments d'alliage.

L'avantage du procédé duplex est déterminé par les conditions techniques et économiques concrètes de l'usine sidérurgique.

§ 5. Coulée de l'acier

Une fois l'élaboration de l'acier achevée, il est déversé dans une poche de coulée bien chauffée d'une capacité correspondante.

Les dimensions de la poche sont le plus souvent choisies de façon à ce qu'elle reçoive tout le volume du métal fourni par le four et une partie de la scorie nécessaire à assurer l'isolation du métal.

Ensuite, l'acier est coulé dans les lingotières métalliques pour obtenir des lingots. ou dans des moules en sable, pour obtenir des pièces de fonderie.

Selon le genre des lingots à obtenir, les lingotières ont une section carrée, ronde, rectangulaire ou autre (lingotières à facettes).

On a établi un certain rapport entre la hauteur de la lingotière et sa section transversale : la hauteur doit être de cinq à six fois supérieure au diamètre ou à la section. Pour rendre plus facile le démoulage, les parois des lingotières comportent une faible dépouille.

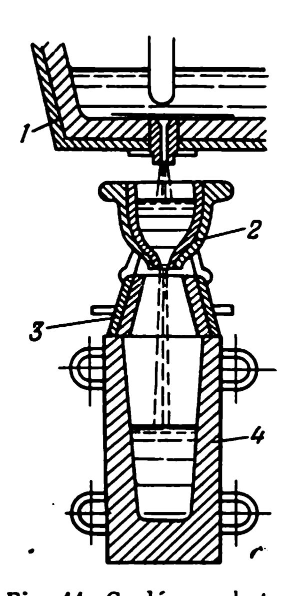


Fig. 11. Coulée en chute de l'acier
1 — poche; 2 — entonnoir; 3 — rallonge; 4 — lingotière

Les aciéries fabriquent des lingots de 100 kg à 100 t. Les plus répandus sont les lingots de 6 à 8 t destinés à être travaillés dans les laminoirs. Des lingots plus gros de destination spéciale sont coulés plus rarement.

Lors de la *coulée directe* ou *en chute* (fig. 11), chaque lingotière est remplie à part par de l'acier liquide.

Lors de la *coulée en source* (fig. 12), l'acier, versé de la poche dans un jet central, s'engage dans des chenaux de coulée plus étroits pour aboutir à plusieurs lingotières (de 2 à 6).

La coulée en chute donne moins d'inclusions non métalliques que la coulée en source et un métal plus chaud dans la tête du lingot. La coulée en source assure un meilleur état de surface du lingot et un métal plus chaud dans sa partie inférieure.

Le volume du métal liquide déversé dans une lingotière diminue à mesure du refroidissement, ce qui conditionne le phénomène du retrait. C'est la partie qui adhère aux parois de la lingotière qui se solidifie en premier lieu ; la partie intérieure du lingot reste un certain temps liquide, même après la fin du remplissage de la lingotière. Là où le métal reste longtemps liquide, il se forme une retassure due au retrait du métal (ordinairement elle se forme dans le sens de l'axe du lingot, plus près de la tête).

L'expansion de la retassure peut être réduite si l'on ralentit le refroidissement de l'acier dans la partie supérieure de la lingotière. Dans ce but, on emploie des rallonges qu'on appelle masselottes. La masselotte est revêtue à l'intérieur d'un matériau réfractaire. Le métal à la hauteur de la masselotte reste longtemps liquide par suite de la mauvaise conductibilité thermique de ses parois, ce qui contribue à la localisation de la retassure dans la tête du lingot. La tête du lingot avec la retassure est enlevée par chutage.

Dans certains cas, on réduit le volume de la retassure en chauffant artificiellement le métal de la masselotte; cet échauffement est assuré au chalumeau ou par l'introduction d'une certaine quantité de mélange aluminothermique.

La *coulée continue* de l'acier, procédé utilisé dans plusieurs usines, permet de réaliser une grande économie de métal. Le schéma de principe de la coulée continue est représenté sur la fig. 13. Le métal liquide est versé en un jet continu à partir de la poche de coulée *1* dans le dispositif intermédiaire *2*, puis dans les cristallisoirs *3*

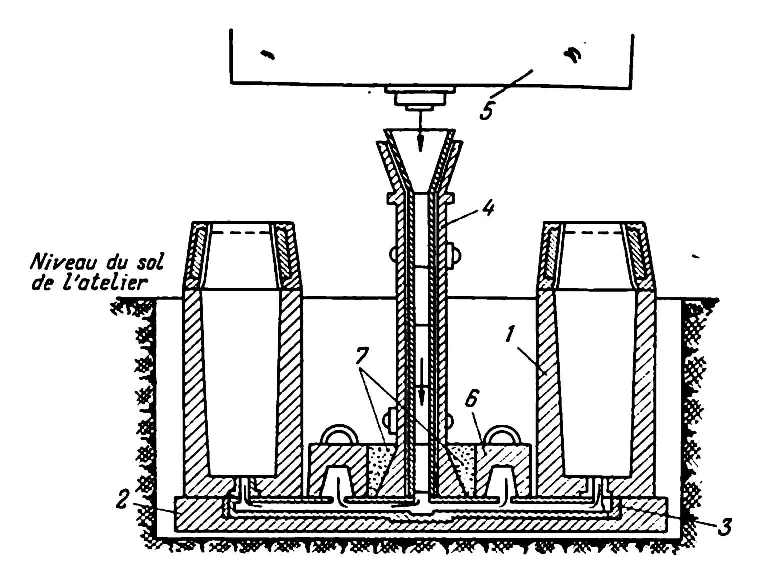


Fig. 12. Coulée en source de l'acier

1 — lingotière; 2 — support; 3 — chenaux de coulée; 4 — jet de coulée principal; 5 — poche; 6 — poids; 7 — fixation du jet de coulée principal

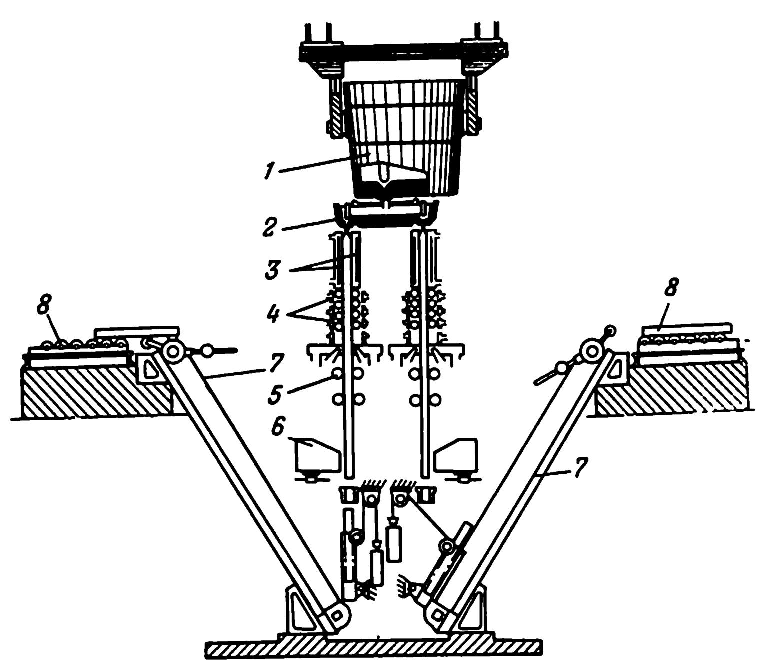


Fig. 13. Schéma de l'installation pour la coulée continue de l'acier à l'usine «Krasnoïé Sormovo»

refroidis par l'eau de circulation. On place en bas de chaque cristallisoir un germe cristallin en acier, qui retient à l'intérieur du cristallisoir les premières portions du métal liquide. En entrant en contact avec ces germes et les parois, le métal liquide commence à se solidifier rapidement depuis la surface du lingot ; le métal se soude au germe et peut être retiré avec lui des cristallisoirs par le bas à l'aide des rouleaux *4* et *5*. La solidification du lingot continu formé dans le cristallisoir est accélérée au cours de son passage dans la zone de refroidissement secondaire par l'eau.

Le lingot définitivement solidifié est dirigé vers les chariots du découpage au gaz *6*. En se déplaçant avec le chariot vers le bas, le lingot est tronçonné en longueurs courantes ; le convoyeur *7* le transporte jusqu'à la table de réception *8*, d'où il est envoyé au dépôt, puis vers les laminoirs où il est transformé par laminage jusqu'à la section indiquée.

La *coulée de l'acier sous vide* est un procédé très effectif. Le métal liquide fourni par n'importe quel appareil de fusion est maintenu en dépression dans une chambre hermétique d'où l'on pompe l'air et les gaz. Cette dépression permet d'obtenir un métal à teneur minimale en gaz et en inclusions non métalliques.

Le vide est le plus souvent créé dans la poche avant la coulée de l'acier dans les lingotières.

Ce procédé qui permet d'obtenir des métaux de qualité n'est pas encore suffisamment répandu.

§ 6. Structure du lingot d'acier

La structure du métal lors de sa solidification dans une lingotière est hétérogène. Il est facile de comprendre la cause de ce phénomène, si l'on examine de près la cristallisation d'un acier calmé bien désoxydé dans une lingotière (fig. 14). Le métal liquide est versé à la température de 1 540—1 560° ; en entrant dès le début en contact avec le fond et les parois froids de la lingotière, le métal se refroidit rapidement sur leurs surfaces et forme une couche relativement mince de petits cristaux différemment orientés (zones *10* et *5*). Après le refroidissement de la surface, le lingot s'écarte quelque peu du fond et des parois de la lingotière par suite du retrait des couches intérieures du métal. La couche d'air qui se forme entre le lingot et la lingotière ralentit le refroidissement de l'acier liquide à l'intérieur du lingot ; on voit apparaître de gros cristaux disposés perpendiculairement à la surface de refroidissement de la lingotière. Il se forme ici une zone de cristaux allongés *7* et *6* légèrement inclinés par rapport à la paroi dans la zone *8*. L'évacuation de la chaleur dans la zone centrale *9* du lingot a lieu dans des sens différents, c'est pourquoi les cristaux sont disposés irrégulièrement, leurs axes principaux étant orientés dans toutes les directions. Dans la tête du lingot, il se forme une retassure *2* couverte en haut par du métal

solidifié *1*. Plus bas se répartissent les soufflures *3* et la zone spongieuse *4*.

La structure d'un lingot d'acier est fonction de la température du métal pendant la coulée, de la vitesse linéaire de la coulée, de la température de la lingotière et de l'épaisseur de ses parois, de la composition chimique de l'acier, du procédé de sa désoxydation et de plusieurs autres facteurs.

Le lingot d'acier comporte toujours plusieurs défauts. Les principaux sont la retassure et la spongiosité, la répartition inégale (liquation) des éléments selon la section du lingot, la présence des inclusions non métalliques, des bulles de gaz, des soufflures, des criques, etc.

La formation de la retassure et de la zone spongieuse dans la tête du lingot d'un acier calmé est due à la différence des volumes spécifiques de l'acier liquide et solidifié (lors de la cristallisation le volume du métal diminue).

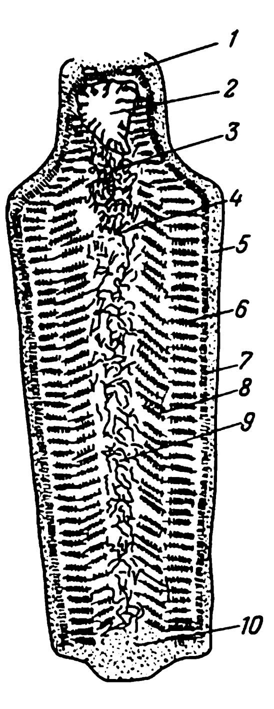


Fig. 14. Structure d'un lingot d'acier calmé

Les ségrégations sont conditionnées par la concentration des impuretés lors de la transition de l'acier de l'état liquide à l'état solide. Elles sont formées par le carbone, le soufre, le phosphore et, à une échelle inférieure, par d'autres impuretés qui sont les plus susceptibles à la liquation. La répartition des inclusions non métalliques et des bulles de gaz microscopiques dans le volume du lingot est irrégulière.

Les inclusions non métalliques se retrouvent dans l'acier par suite de l'attaque des garnissages réfractaires, des gouttières et de la poche ; elles se forment aussi lors de la réduction de l'acier par du manganèse, du silicium et de l'aluminium. D'autre part, le métal peut contenir et retenir des particules de laitier. La composition chimique des inclusions non métalliques peut varier sensiblement (sulfures de fer et de manganèse, protoxyde de fer, protoxyde de manganèse et silicates).

La présence dans l'acier des inclusions non métalliques baisse sa qualité.

Les soufflures dans le lingot d'acier sont dues à la diminution de la solubilité des gaz lors de la transition du métal de l'état liquide à l'état solide. Au cours de la fusion, le métal est saturé en gaz (hydrogène, azote, oxygène, etc.). Pendant la solidification du métal dans la lingotière, la quantité excédentaire de gaz se dégage, mais

n'a pas le temps de sortir du lingot et y reste en forme de bulles qui se répartissent près de la surface ou à l'intérieur.

L'hydrogène et l'oxyde de carbone qui forment les bulles, proviennent aussi des réactions chimiques qui se déroulent au sein même de l'acier liquide s'il n'est pas suffisamment réduit; ainsi, par exemple, l'oxyde de carbone se forme lors de l'interaction du protoxyde de fer et du carbone dissous dans le métal. Cette réaction se déroule avec une force particulière au sein de tout le métal qui se trouve dans une lingotière lors de la coulée de l'*acier* dit *effervescent* qui ne subit pas de désoxydation dans le four ou dans la poche. L'oxyde de carbone dégagé se rassemble en forme de bulles à l'intérieur du lingot à une profondeur de 15 à 25 mm au minimum de sa surface. Ces bulles d'un lingot d'acier effervescent se soudent facilement lors d'un laminage à chaud. Dans le cas de l'acier effervescent les retassures et les ségrégations ne sont pas très développées.

Les criques se forment par suite du refroidissement irrégulier des différentes parties du lingot. Les criques peuvent être transversales ou longitudinales. Pour remédier à la formation des criques, il faut assurer un entretien minutieux des lingotières, choisir un régime judicieux de refroidissement du lingot d'acier, etc.

Les défauts de surface sont éliminés par chutage ou ébarbage exécutés à l'aide de burins pneumatiques ou électriques, de rectifieuses transportables ou par dégrossissage des lingots aux machines-outils.

CHAPITRE IV

PRODUCTION DE L'ALUMINIUM, DU CUIVRE ET DU TITANE

§ 1. Production de l'aluminium

Après l'oxygène l'aluminium est l'élément le plus répandu dans la nature ; la croûte terrestre en contient environ 7,45 %.

L'aluminium est extrait à partir des roches à haute teneur en alumine, le plus souvent à partir de bauxite, de kaolin, de néphéline et d'alunite.

La bauxite est la matière première essentielle pour la production de l'aluminium ; elle contient de 30 à 50 % de Al_2O_3, de 3 à 13 % de SiO_2, de 2 à 4 % de TiO_2 et de 10 à 18 % d'eau d'hydratation. Les oxydes hydratés d'aluminium $Al_2O_3 \cdot H_2O$ et $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$ sont des roches minérales de bauxite. Plus la teneur de la bauxite

en silice est faible, et plus sa qualité comme minerai d'aluminium est meilleure.

L'aluminium des argiles kaoliniques, riches en alumine, fait partie du minéral kaolinite $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$. Les argiles kaoliniques sont très répandues dans la nature, mais leur traitement pour l'extraction de l'aluminium est rendu difficile par le volume considérable de la silice.

La fabrication de l'aluminium comporte trois opérations technologiques particulières : 1) l'extraction de l'alumine pure à partir des minerais d'aluminium ; 2) la fabrication de l'aluminium primaire par électrolyse de l'alumine à partir de la cryolithe fondue ; 3) le raffinage de l'aluminium primaire par le chlore.

Extraction de l'alumine pure. Pour extraire l'alumine pure à partir des minerais d'aluminium, on peut employer le procédé basique, acide, électrométallurgique ou combiné.

Le procédé d'extraction de l'alumine dépend dans une grande mesure de la composition et des propriétés des inclusions du minerai d'aluminium. Les minerais d'aluminium contenant une petite quantité de silice et beaucoup d'oxydes de fer (bauxites de qualité) sont plus commodes à traiter dans des alcalis, car ceux-ci dissolvent la silice et ne dissolvent pas l'oxyde de fer qui peut être ainsi facilement séparé. Les minerais d'aluminium à haute teneur en silice et à faible teneur en oxyde de fer (argile kaolinique) doivent être traités dans des acides, car ces derniers dissolvent l'oxyde de fer et ne dissolvent pas la silice. Pour le traitement des minerais d'aluminium à haute teneur en silice et en oxyde de fer on utilise de préférence les procédés électrométallurgiques ou combinés qui prévoient la fusion préliminaire du ferrosilicium en faisant passer l'alumine dans les scories.

Le traitement des minerais d'aluminium par des alcalis permet d'obtenir de l'alumine par voie humide ou par voie sèche (par grillage). Les deux procédés supposent la fabrication préliminaire à partir des minerais de l'aluminate de sodium $Na_2O \cdot Al_2O_3$ qui est soluble dans l'eau et qui se décompose à 45-50° par l'hydrolyse en formant dans la solution un précipité cristallin, alumine hydratée. Cette dernière, minutieusement lavée et séchée, est soumise à la calcination pour éloigner l'eau d'hydratation :

$$2Al(OH)_3 = Al_2O_3 + 3H_2O. \qquad (30)$$

La réaction (30) permet d'obtenir de l'alumine pure et sèche.

Le *procédé basique par voie humide* (*autoclave*) consiste à faire sécher la bauxite à une température de 200°, puis à la concasser et la broyer dans des broyeurs à boulets. La bauxite broyée est dirigée ensuite dans des autoclaves (cuves hermétiques) où elle est maintenue dans un bain d'alcali concentré pendant 3 ou 4 heures à une température de 150° et sous une pression de 5 à 7 atm. La réaction qui s'amorce

dans l'autoclave est la suivante :

$$Al_2O_3 \cdot H_2O + 2NaOH \rightleftarrows Al_2O_3 \cdot Na_2O + 2H_2O. \quad (31)$$

L'aluminate de soude ($Al_2O_3 \cdot Na_2O$), obtenu au cours de la réaction, passe dans la solution aqueuse, alors que l'oxyde de fer (Fe_2O_3), le bioxyde de titane (TiO_2) et autres inclusions du minerai se déposent en formant une boue rouge insoluble dans les bains d'alcalis, d'où ils sont filtrés. Une partie de silice (SiO_2) passe aussi dans la composition de la boue rouge en formant une combinaison insoluble (silico-aluminate de sodium) ; la silice restante se dissout dans l'alcali

$$SiO_2 + 2NaOH = Na_2O \cdot SiO_2 + H_2O \quad (32)$$

et passe dans la solution aqueuse en polluant cette dernière par du silicium.

La solution basique concentrée contenant l'aluminate de sodium est séparée de la boue rouge et refoulée ensuite dans des grandes cuves où elle est diluée dans de l'eau et soumise à l'hydrolyse à une température de 40°. Dans ce but, on introduit dans la cuve un germe qui est une petite quantité d'alumine hydratée cristalline $Al(OH)_3$ fraîchement déposée et qui agit comme un catalyseur selon la réaction

$$Al_2O_3 \cdot Na_2O + 4H_2O = 2Al(OH)_3 + 2NaOH. \quad (33)$$

$Al(OH)_3$ est filtrée, lavée et calcinée jusqu'à Al_2O_3 selon la réaction (30).

Le *procédé basique par voie sèche* (*grillage*) consiste à mélanger la bauxite concassée avec de la soude technique et à soumettre le mélange obtenu au grillage à une température de 800 à 1 000°. Dans ces conditions l'aluminate de sodium est obtenu à l'état solide suivant la réaction

$$Al_2O_3 + Na_2CO_3 = Al_2O_3 \cdot Na_2O + CO_2 \quad (34)$$

puis il est lixivié par l'eau dans la solution.

Pendant le grillage de la charge, la formation de $Al_2O_3 \cdot Na_2O$ est accompagnée de celle des combinaisons indésirables $Fe_2O_3 \cdot Na_2O$ et $TiO_2 \cdot Na_2O$. Au cours de la lixiviation des produits du grillage dans l'eau chaude (90—95°), ces combinaisons forment un dépôt de boue rouge que l'on peut facilement séparer de la solution aqueuse claire d'aluminate de sodium $Al_2O_3 \cdot Na_2O$. Cette solution est soumise à un soufflage par du gaz carbonique ; cette opération amorce la réaction

$$Na_2O \cdot Al_2O_3 + CO_2 + 3H_2O = 2Al(OH)_3 + Na_2CO_3 \quad (35)$$

à la suite de laquelle $Al(OH)_3$ se dépose. Le dépôt est lavé à l'eau, séché et grillé jusqu'à ce qu'on obtienne Al_2O_3.

La *voie acide* consiste à dissoudre le minerai d'aluminium dans de l'acide sulfurique ou chlorhydrique. Les aluminates qui se forment

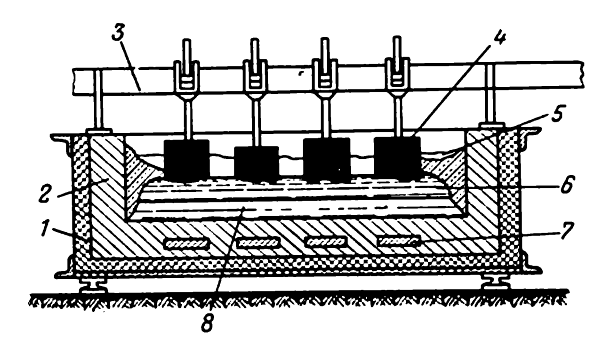


Fig. 15. Construction d'un bain pour l'électrolyse de l'alumine

ainsi sont soumis à un traitement chimique qui aboutit à précipiter $Al(OH)_3$ à partir de leurs solutions; ensuite $Al(OH)_3$ est calcinée jusqu'à ce qu'on obtienne de l'alumine.

Electrolyse de l'alumine. L'alumine pure a une haute température de fusion ; c'est un composé chimique très résistant de l'aluminium avec l'oxygène. La réduction de ce composé pour obtenir l'aluminium métallique à l'aide du carbone, de l'hydrogène ou de l'oxyde de carbone ne donne aucun résultat même aux températures les plus élevées.

Par conséquent, pour la fabrication de l'aluminium métallique, on est obligé de recourir à l'électrolyse de l'alumine dans un bain électrolytique liquide constitué par de la cryolithe fondue. La cryolithe est un fluorure d'aluminium et de sodium Na_3AlF_6; elle est fabriquée artificiellement à partir du spath fluor (CaF_2), de l'acide sulfurique, de l'alumine hydratée et de la soude. La température de sa fusion est inférieure à celle de l'alumine qu'elle peut dissoudre.

L'électrolyse de l'alumine est réalisée dans des électrolyseurs ou cuves électrolytiques (fig. 15). La sole de la cuve *1* et ses parois *2* sont exécutées en blocs de carbone. Des barres de cuivre épaisses sont passées à travers la sole ; elles la rattachent aux pôles négatifs de la source de courant. Au-dessus de la cuve, des anodes *4*, formées par les électrodes de charbon, sont suspendues à la barre de cuivre *3*; les électrodes sont connectées aux pôles positifs de la source de courant.

Avant de commencer l'électrolyse, on verse sur la sole une mince couche de coke broyé. Ensuite, l'on abaisse progressivement les électrodes de charbon jusqu'à ce que ces dernières prennent appui contre la couche de coke et l'on branche le courant pour assurer un circuit entre la sole et les électrodes. Quand le garnissage de carbone de la cuve se réchauffe jusqu'à incandescence, l'on verse progressivement dans la cuve de la cryolithe, que l'on fait fondre en relevant les électrodes. Dès que la couche de cryolithe fondue *6* atteint 200 à

250 mm d'épaisseur, on charge dans la cuve une portion d'alumine *5* qui se dissout dans la cryolithe à 10-15 %.

Le courant électrique continu passant dans la cryolithe fondue amorce la réaction qui provoque une dissociation partielle de la cryolithe en ions :

$$Na_3AlF_6 = 3Na^+ + AlF_6^{3-}. \qquad (36)$$

L'alumine qui se dissout dans la cryolithe est dissociée aussi suivant la réaction

$$Al_2O_3 = Al^{3+} + AlO_3^{3-}. \qquad (37)$$

Les ions positifs de Al qui se forment au cours de la réaction (37), sont transportés par le courant électrique vers la sole en carbone, c'est-à-dire vers la cathode de la cuve où se déroule le phénomène cathodique qui consiste dans la décharge des ions d'aluminium avec dégagement d'aluminium métallique :

$$Al^{3+} + 3e = Al. \qquad (38)$$

Les anions négatifs AlO_3^{3-} sont transportés vers l'électrode de charbon ou l'anode, où se déroule le phénomène anodique

$$2AlO_3^{3-} - 6e \rightarrow Al_2O_3 + 1{,}5\ O_2, \qquad (39)$$

qui aboutit à la formation de l'oxygène gazeux et de l'alumine.

L'oxygène qui se forme sur l'anode à la température de l'électrolyse de 930 à 1 000° entre en interaction avec les matériaux des électrodes de charbon en les oxydant partiellement.

Etant formés au cours de la réaction (36), les ions positifs de sodium Na^+ et les ions négatifs de AlF_6^{3-} participent également au transfert du courant électrique, mais ils ne prennent pas part aux décharges primaires, car ils ont d'autres potentiels de dépôt sur la cathode et l'anode que Al^{3+} et AlF_6^{3-}.

L'aluminium liquide *8* s'accumule progressivement sous la couche de cryolithe *6* sur la sole de la cuve, d'où il est évacué ensuite à l'aide d'un siphon.

Pendant l'électrolyse la teneur de la solution de cryolithe en alumine baisse ; lorsqu'il ne reste dans le bain que 1-2 % d'alumine, de petits arcs électriques apparaissent sur la surface de l'électrode de charbon se trouvant en contact avec l'électrolyte, alors que la tension du courant augmente brusquement. Ce phénomène porte le nom d'effet d'anode. En chargeant immédiatement dans la cuve une nouvelle portion d'alumine, on peut mettre fin à ce phénomène et ramener l'opération à sa marche normale.

Les électrolyseurs pour la fabrication d'aluminium sont accouplés en batteries de 80 à 100 pièces ; ils fonctionnent à une tension de 4 à 4,3 V et une intensité de 40 000 à 100 000 A.

Pour fabriquer une tonne d'aluminium il faut environ 1,98 t d'alumine, 0,1 t de cryolithe, 0,6 t d'électrodes de charbon (anodes) et 16 600-18 000 kWh d'énergie électrique.

En général, l'aluminium liquide est extrait de la cuve une fois tous les trois ou quatre jours. La cuve fonctionne sans interruption pendant 2 ou 3 années.

Raffinage de l'aluminium primaire. L'aluminium primaire obtenu dans un électrolyseur contient certaines inclusions indésirables, que l'on doit éliminer et c'est la raison pour laquelle un raffinage de ce produit s'impose.

Cette élimination est le plus souvent réalisée dans un récipient fermé d'une capacité de 1 200 à 1 300 kg dans lequel on insuffle du chlore gazeux à une température de 750 à 770° pendant 10 à 15 mn, après quoi le métal est coulé en lingots.

Une certaine quantité d'aluminium primaire, après une refonte supplémentaire dans des fours électriques, est coulée en plaques d'ébauchage destinées au laminage des tôles.

Pour éliminer les impuretés dissoutes dans l'aluminium, on recourt parfois au raffinage électrolytique; dans ce procédé l'aluminium impur forme l'anode qui subit la fusion, alors que l'aluminium pur forme la cathode. Entre l'aluminium pur et impur se trouve une couche d'électrolyte composée de chlorures et fluorures déshydratés. Le raffinage électrolytique permet d'obtenir un aluminium dont la pureté atteint de 99,85 à 99,9 %.

§ 2. Production du cuivre

Dans la fabrication du cuivre on emploie comme matières premières des minerais de cuivre sulfurés et oxydés. La plus grande partie du cuivre (environ 80 %) est obtenue à partir des minerais sulfurés et une partie moindre, de 15 à 20 %, à partir des minerais oxydés. Ceci s'explique par la similitude des propriétés du cuivre et du soufre, qui est beaucoup moins prononcée entre le cuivre et l'oxygène, phénomène qui a trouvé une répercussion dans la genèse des minerais de cuivre.

Le minerai de cuivre le plus répandu est la chalcopyrite ($CuFeS_3$). Dans certains cas, on emploie la chalcosine (Cu_2S). Parmi les minerais de cuivre oxydés il faut indiquer la cuprite (Cu_2O).

Enrichissement des minerais de cuivre. Tous les minerais de cuivre sont très pauvres. Leur teneur en Cu varie de 1 à 5 %; c'est pourquoi avant la fusion ces minerais sont soumis à un enrichissement par le procédé de flottation.

Dans ce but le minerai est concassé, puis traité dans des broyeurs à boulets pour obtenir des grains de 0,05 à 0,5 mm. On y ajoute alors une certaine quantité (100—300 g/t) d'agents de flottation qui contribuent à la formation à la surface des graines d'une pellicule

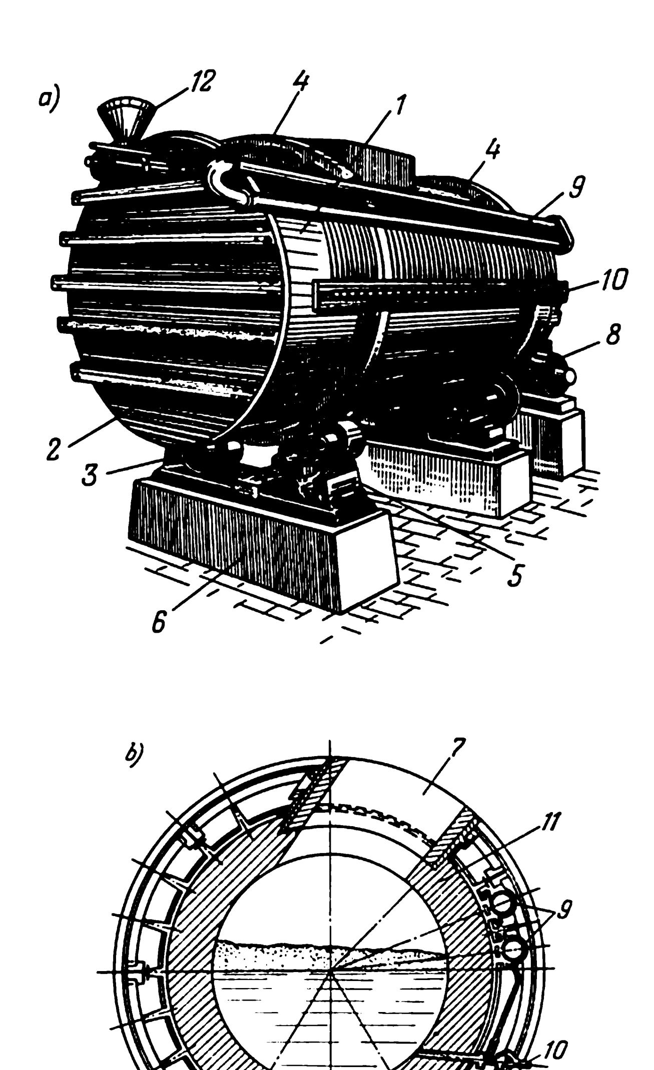


Fig. 16. Convertisseur pour la fusion du cuivre
a — vue d'ensemble; *b* — coupe

qui se prête difficilement à l'humidification par l'eau, diminuant ainsi la tension superficielle de l'eau.

Le minerai préparé de cette façon est chargé dans une machine de flottation où il est brassé avec de l'eau pour former une pulpe. Ensuite, on fait passer à travers cette pulpe un courant d'air de manière à ce que les fines particules de minerai difficilement humidifiables adhèrent aux bulles d'air et montent avec elles à la surface de l'eau en formant une mousse. Cette mousse est évacuée en continu et, après la filtration et le séchage, fournit le concentré de cuivre. Les particules de la gangue bien humidifiées se précipitent au fond de la machine et forment les déchets.

La flottation permet de transformer des minerais sulfurés pauvres en un concentré d'une teneur de 15 à 20 % de Cu.

Le concentré et les minerais sulfurés riches subissent avant la fusion un grillage oxydant à 600—900° au cours duquel une partie du soufre est éloignée du minerai sous forme de gaz sulfureux (ce gaz est capté et utilisé pour la fabrication de l'acide sulfurique).

Fabrication du cuivre primaire. Après le grillage oxydant, le minerai sulfuré et le concentré sont dirigés vers les fours à cuve ou à flamme pour la préparation des mattes. On désigne sous ce nom un mélange fondu composé essentiellement de deux sulfures, Cu_2S et FeS, et d'une petite quantité d'autres inclusions. La matte contient le plus souvent de 30 à 50 % de Cu, de 40 à 20 % de Fe et de 22 à 25 % de S. Sa température de fusion est de 950 à 1 000°.

La matte fondue est utilisée comme matière première pour la fabrication du cuivre brut. Dans ce but la matte est chargée dans un convertisseur cylindrique horizontal où elle subit un soufflage d'air. La fig. 16, *a* représente la vue générale d'un convertisseur à cuivre moderne; la fig. 16, *b* donne sa coupe transversale.

Le blindage d'acier *1* se présente sous forme d'un cylindre ; ses parois de face (fonds) *2* sont plates et armées pour plus de solidité par des poutres. De l'extérieur, le blindage est ceinturé par deux viroles massives *4*, qui reposent chacune sur deux paires de rouleaux *3* sur lesquels le blindage peut glisser. Les rouleaux sont fixés sur des supports d'appui *5* des fondations *6*.

Le basculement du convertisseur est assuré par un organe de commande électrique *8* relié par l'intermédiaire d'un engrenage à l'une des viroles du blindage. Pour verser dans le convertisseur la matte fondue, vidanger le laitier et assurer la coulée du cuivre brut, on a prévu un bec *7*. Un trou est pratiqué dans une des parois de face du convertisseur qui reçoit la goulotte *12* ; celle-ci est destinée à assurer au cours de la fusion l'alimentation du convertisseur en quartzite pulvérisé injecté par un courant d'air comprimé. L'air comprimé est refoulé à travers la conduite d'air *9* dans les tuyères *10* réparties selon la génératrice du convertisseur. Le garnissage *11* du convertisseur à cuivre est exécuté en briques de magnésite.

La fabrication du cuivre brut à partir de la matte fondue comporte deux périodes : pendant la première période de fusion (initiale), l'oxygène de l'air soufflé brûle presque tout le fer de la matte et une partie du cuivre ; l'oxydation du fer se déroule suivant la réaction

$$FeS + 1{,}5O_2 = FeO + SO_2. \quad (40)$$

Le protoxyde de fer qui se forme selon la réaction (40), monte à la surface du métal en fusion où le quartz chargé préalablement le fait passer dans le laitier :

$$2FeO + SiO_2 = 2FeO \cdot SiO_2. \quad (41)$$

Les réactions (40) et (41) se déroulent avec dégagement d'une grande quantité de chaleur et réchauffent ainsi la cuve lors du soufflage d'air.

Le laitier ferreux obtenu dans le convertisseur au cours de la première période du soufflage est éliminé, après quoi commence la deuxième période (définitive) du soufflage. Pendant cette période, dans le convertisseur se déroule la réaction d'oxydation du cuivre demi-sulfureux :

$$Cu_2S + 1{,}5O_2 = Cu_2O + SO_2, \quad (42)$$

qui est aussi accompagnée du dégagement de la chaleur.

Le protoxyde de cuivre qui se forme au cours de la réaction (42), se dissout dans le métal en fusion et amorce l'interaction avec le cuivre demi-sulfureux :

$$2Cu_2O + Cu_2S = 6Cu + SO_2, \quad (43)$$

qui aboutit à la formation du cuivre métallique. La réaction (43), à la différence des réactions (40), (41) et (42), se déroule avec absorption de chaleur et exige un bon réchauffement de la cuve.

Le cuivre brut obtenu dans le convertisseur est coulé dans des lingotières plates d'un convoyeur à moules. Le cuivre brut a en moyenne une teneur de 98,5 à 99,5% en Cu ; de 0,3 à 0,5 % en S ; de 0,03 à 0,1 % en Fe ; jusqu'à 1 % en 0 et de 0,3 à 0,5 % en Ni ; des traces de As, Pb, Sb et des métaux nobles.

Raffinage du cuivre. Les impuretés du cuivre brut sont éliminées (raffinage) par voie sèche et puis par le procédé électrolytique.

Pendant le *raffinage par voie sèche*, le cuivre brut est chargé dans un four à flamme d'une capacité de 250 t, où il est fondu dans une atmosphère oxydante. Dans ces conditions, seules les impuretés qui sont plus apparentées à l'oxygène que le cuivre passent dans le laitier.

Pour accélérer le raffinage, on insuffle dans la cuve de cuivre fondu de l'air comprimé arrivant par des conduites d'air en fer sous une pression de 1,5 à 2 atm. L'ordre de l'oxydation des impuretés (aluminium, silicium, manganèse, étain, fer, arsenic, antimoine, plomb) dépend de la température et de la concentration de l'inclusion donnée dans le métal liquide. La plus grande partie des impuretés sous forme d'oxydes passe dans le laitier (Fe_2O_3 ; Al_2O_3 ; SiO_2),

mais certaines d'entre elles sont éliminées du four sous forme de vapeurs avec les gaz. Lors du raffinage par voie sèche tous les métaux nobles restent dans le cuivre.

Au cours du soufflage, naturellement, le cuivre s'oxyde aussi en absorbant une quantité assez grande d'oxygène, ce qui a pour effet une baisse sensible de ses qualités ; c'est pourquoi, avant la coulée, le métal liquide subit une réduction.

La réduction rend le cuivre plus dense ; il est alors coulé en lingots ou en plaques anodiques pour le raffinage électrolytique.

Le *raffinage électrolytique* est réalisé dans le but d'assurer une meilleure purification du cuivre ainsi que pour éliminer les impuretés formées par les métaux nobles. Pour le raffinage électrolytique on emploie des cuves de bois aux parois garnies de plomb ou d'autre matériau de protection. On verse dans la cuve un électrolyte composé d'une solution aqueuse d'acide sulfurique (10-16 %) et d'une certaine quantité de sulfate de cuivre. Ensuite, on plonge dans l'électrolyte les plaques anodiques de cuivre contenant des impuretés et les cathodes en forme de feuilles de cuivre électrolytique pur d'une épaisseur de 0,5 à 0,7 mm. Les anodes sont connectées au pôle positif de la source de courant, les cathodes, au pôle négatif. Les barres de cuivre qui assurent l'amenée du courant sont montées sur les parois latérales de la cuve. Un courant continu traversant l'électrolyte assure l'électrolyse. Les plaques anodiques se dissolvent dans la cuve, et les ions du cuivre chargés positivement se déchargent sur la cathode, où se dépose le cuivre pur, alors que les impuretés formées par les métaux nobles se précipitent au fond de la cuve sous forme de boues.

L'accumulation du cuivre pur sur la cathode se poursuit pendant 10-12 jours. Le poids de chaque cathode est de 60 à 90 kg. La consommation d'énergie pour le raffinage électrolytique d'une tonne de cuivre est de 250 à 350 kWh, la densité de courant étant de 100 à 300 A/m^2, son intensité, de 10 000 A, et sa tension, de 100 à 200 V.

§ 3. Production du titane

Le titane est un des métaux les plus répandus sur la Terre. Du point de vue de sa quantité, il cède seulement à l'aluminium, au fer et au magnésium.

Parmi les nombreux minéraux de titane, seule l'ilménite $FeTiO_3$ a actuellement une importance industrielle ; sa teneur en oxyde de titane (TiO_2) est de 52,65 %.

L'oxyde de titane se trouve généralement dans la nature sous trois formes allotropiques : rutile, anatase et brookite. La forme la plus répandue est le rutile.

L'ilménite se rencontre dans la nature sous forme de minerais titanifères mélangés avec une certaine quantité de magnétite (Fe_3O_4) et d'hématite (Fe_2O_3); elle forme des minerais connus sous le nom de titanomagnétites dont la teneur en titane s'élève à 20 %.

A l'heure actuelle, on a mis au point de nombreux procédés pour la réduction de l'oxyde de titane, mais aucun d'eux n'est en mesure d'assurer une application à une échelle industrielle. C'est pourquoi la plus grande partie du titane métallique est fabriquée par la réduction du tétrachlorure de titane ($TiCl_4$) qu'on obtient selon la réaction

$$TiO_2 + 2Cl_2 + 2C \rightarrow TiCl_4 + 2CO.$$

L'opération consiste essentiellement à mélanger le rutile avec du coke concassé et à le griller à la température de 800°. Pendant la chloration, le tétrachlorure de titane se dégage sous forme de vapeur avec les inclusions qui se condensent dans le condenseur de l'installation. La composition du $TiCl_4$, condensé à partir des gaz, est la suivante : $TiCl_4$, 97-99 %; $SiCl_4$, 1,5-2,5 % ; $FeCl_3$, 0,02-0,002 % ; Cl_3, 0,1-0,3 % ; V jusqu'à 0,1 %. Les matières non volatiles ($FeCl_2$, $MgCl_2$, $CaCl_2$, NaCl, etc.) se déposent au fond de l'installation et sont séparées par filtration du tétrachlorate liquide et autres inclusions qui ont passé dans la solution pendant la condensation. Ensuite, les impuretés du tétrachlorate de titane technique sont éliminées par rectification qui est rendue possible grâce aux températures différentes d'ébullition des chlorures ($TiCl_4$, 136° ; $FeCl_3$, 319°, $SiCl_4$, 57°).

La tâche suivante est de réduire le tétrachlorate de titane. Cette opération peut être réalisée en utilisant à cette fin le magnésium à la température de 800 à 900°. On charge dans une installation spéciale une quantité déterminée de magnésium en lingots, puis on pompe l'air de l'installation en le remplaçant par de l'argon. On verse dans la même installation du $TiCl_4$ liquide qui en s'évaporant entre en réaction avec le magnésium fondu et forme des particules solides de titane métallique réduit. Certaines particules de titane s'agglomèrent en formant un corps spongieux

$$TiCl_4 + 2Mgl = 2MgCl_2l + Ti_s + Q.$$

Le magnésium liquide est éliminé. Le corps spongieux contient 99 % de titane pur. A partir du corps spongieux on peut obtenir du métal malléable soit par voie métallurgique (fusion), soit en utilisant les méthodes de la métallurgie des poudres (agglomération et pressage). La méthode la plus productive est la fusion du corps spongieux placé dans un creuset refroidi par l'eau; l'opération se déroule dans un four électrique à arc dans une atmosphère d'argon. Le métal obtenu par ce procédé contient 99,8 % de Ti. Il existe d'autres procédés de réduction du titane. Pour obtenir du titane très pur (99,95 % de Ti), on emploie le procédé à iodure qui consiste à décomposer les combinaisons halogènes du titane (en général des iodures) à l'aide d'un filament chauffé de titane ou de tungstène. A la température de 500—550° la réaction chimique $Ti + 2I_2 \rightleftarrows TiI_4$ se déroule à droite, alors qu'à la température de 1 300 à 1 400°, elle se déroule à gauche. En pratique, le titane spongieux est intro-

duit dans l'espace annulaire entre les parois du réacteur et le cylindre en molibdène. Le réacteur est chauffé jusqu'à 500-550°, alors que le filament de titane est chauffé par un courant électrique à 1 300-1 400°. Les vapeurs (TiI_4) entrent en contact avec le filament et se décomposent ; le titane s'accumule concentriquement sur le filament.

Fusion et fonderie du titane et de ses alliages. Pour la fusion du titane on emploie des fours à arc de deux types. Dans les fours du premier type, le lingot est fondu dans un creuset cylindrique avec un fond immobile. Le creuset est fabriqué en cuivre et refroidi par de l'eau. A mesure que la charge est placée dans le four, le niveau du bain de métal monte. Pour assurer une longueur constante de l'arc, le four est muni d'un mécanisme de relevage de l'électrode. Dans les fours du second type, l'électrode est placée à une hauteur bien déterminée. Le niveau constant du bain pendant le chargement du lit de fusion est assuré par l'extraction continue du lingot vers le bas. Le lingot est fixé à une plaque d'appui descendant progressivement. La fusion est réalisée dans une atmosphère d'un gaz inerte (argon).

Pendant la fusion dans un four à électrodes non consommables, le titane est pollué par la matière de l'électrode. C'est pourquoi il est avantageux d'employer dans des fours industriels des électrodes en graphite recouvertes d'une couche de carbure de titane, et non pas des électrodes en tungstène. On peut éviter la pollution du titane en employant des électrodes consommables fabriquées à partir du titane et de ses alliages. La fusion à l'arc permet d'obtenir des lingots pesant jusqu'à 2 t.

Un autre procédé de fabrication du titane est la fusion dans un creuset de graphite. Le métal chargé dans le creuset est chauffé par un inducteur de haute fréquence ou par le rayonnement d'un réchauffeur de graphite. La fusion est réalisée sous vide ou dans l'atmosphère d'un gaz inerte.

La carburation du titane atteint de 0,7 à 0,8 %. Les alliages de titane peuvent être obtenus par le procédé à gouttes. Le matériau de refonte en forme de rondins est suspendu dans un réservoir ceinturé par un inducteur à haute fréquence. La partie inférieure du rondin fond et le métal s'égoutte dans la lingotière de cuivre. Parfois, on emploie aussi une fusion en lit fluidisé ; dans cette opération le courant de haute fréquence est employé au réchauffement du métal et à la formation d'un lit fluidisé de ce métal qui est maintenu en suspension par un champ électromagnétique, engendré autour de deux bobines d'induction plates qui sont placées au-dessus et au-dessous de l'échantillon.

Pour le moulage des pièces à forme tourmentée à partir du titane et de ses alliages, il convient d'employer des sables de moulage résistant au titane liquide et prossédant une perméabilité suffisante aux gaz. Des moules de fonderie permanents sont fabriqués à partir de graphite, mais alors la carburation du titane atteint environ 1 %.

DEUXIÈME PARTIE

PROPRIÉTÉS FONDAMENTALES DES MÉTAUX ET DES ALLIAGES

CHAPITRE V

CRISTALLISATION DES MÉTAUX ET DES ALLIAGES

§ 1. Structure cristalline des métaux

Tous les corps solides peuvent être amorphes ou cristallins.

Les corps *amorphes* (verre, poix, colophane, etc.) sont caractérisés par une disposition chaotique de leurs atomes. Dans les corps *cristallins*, dont font partie tous les métaux, les atomes ou les ions se répartissent selon une loi géométrique. En outre, ces atomes sont orientés de façon à former un réseau cristallin spatial.

Le réseau cristallin d'un corps solide est composé d'un nombre infini de mailles élémentaires conjuguées à l'intérieur desquelles les atomes (ou les ions) sont disposés dans un ordre bien défini. La fig. 17 représente la disposition des atomes (ions) dans les mailles cristallines élémentaires de trois systèmes: cubique centré, cubique à faces centrées et hexagonal compact.

La maille élémentaire d'un système cubique centré se présente sous l'aspect d'un cube formé par neuf atomes, dont huit se trouvent aux sommets et un au centre.

La maille élémentaire d'un système cubique à faces centrées compte quatorze atomes dont huit se trouvent aux sommets du cube et chacun des six

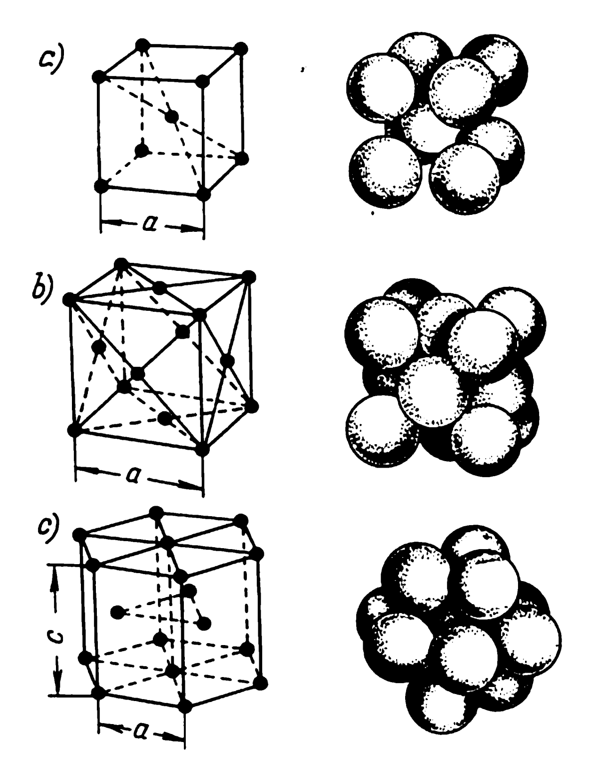


Fig. 17. Arrangements atomiques des mailles élémentaires cristallines
a — cubique centré; *b* — cubique à faces centrées; *c* — hexagonal compact

autres au milieu de chaque face de ce cube. L'empilement des atomes dans ce système est plus dense que dans le système cubique centré.

Le système hexagonal compact se distingue par un empilement encore plus dense des atomes.

Les systèmes cristallins de diverses substances se distinguent l'un de l'autre non seulement par la répartition des atomes, mais aussi par leurs cotes linéaires (paramètres), c'est-à-dire par les distances entre les atomes formant les faces parallèles les plus proches de la maille élémentaire. Ainsi, par exemple, le paramètre d'un système cubique est la longueur de l'arête de la maille élémentaire (voir fig. 17,*a*). Le système hexagonal est caractérisé par deux paramètres, *a* et *c*.

La distance qui sépare les atomes (ions) des nœuds voisins du système cristallin est très petite ; elle est mesurée en angström (Å), unité égale à 10^{-8} cm, ou en unité kX égale à $1{,}00202 \cdot 10^{-8}$ cm.

Un facteur non moins important caractérisant un système cristallin est le nombre des plus proches voisins de chaque atome. Ce nombre s'appelle le nombre de coordination ou coordinence. La coordinence définit la densité de l'empilement des atomes. Ainsi, par exemple, chaque atome d'une maille cubique simple compte six voisins. Donc, le nombre de coordination de cette maille est égal à 6 ; c'est pourquoi on le désigne par l'indice K6. Chaque atome du système cubique centré a huit voisins et son nombre de coordination est égal à 8 (K8).

L'expérience montre que les propriétés mécaniques des corps cristallins varient sensiblement suivant la direction considérée. Cette particularité des corps solides porte le nom d'*anisotropie* et s'explique facilement par leur structure atomique. Le réseau spatial d'un corps solide est formé par la juxtaposition d'un grand nombre de mailles élémentaires comportant des atomes régulièrement répartis. Si l'on coupe un réseau cristallin par des plans différemment orientés, le nombre des atomes que comptera chaque section et la plus courte distance entre les atomes ne seront pas les mêmes. Ce fait se répercute sur les forces de liaison (forces de cohésion) agissant entre les atomes et, donc, sur les propriétés mécaniques que manifestent les corps cristallins dans diverses directions.

Les propriétés mécaniques des corps amorphes restent pratiquement les mêmes, quelle que soit la direction considérée; cette particularité porte le nom d'*isotropie*.

De nombreux métaux (par exemple, le fer, l'étain, le zinc, le nickel, le cobalt, etc.) subissent à l'état solide des modifications cristallines lorsque leur température change. La propriété d'un métal de se présenter sous plusieurs formes cristallines qui se distinguent chacune par la répartition des atomes au sein d'une maille élémentaire s'appelle *allotropie*, alors que le phénomène de la modification du réseau cristallin du métal sous l'action de la température porte le nom de *transformation allotropique* ou *polymorphique*. La transformation allotropique se produit toujours avec dégagement ou absorption de chaleur.

Les formes allotropiques sous lesquelles peut exister un métal s'appellent ordinairement *modifications*. On les désigne par les premières lettres de l'alphabet grec: α, β, γ, δ, etc.

Les métaux se distinguent par une propriété particulièrement importante, leur plasticité. On désigne sous ce nom la capacité des métaux de modifier leur forme (de se déformer) sous l'action des forces extérieures sans perturber leur intégrité.

Les métaux se distinguent également par une conductibilité thermique et une conductibilité électrique élevées ainsi que par un éclat métallique caractéristique.

Les atomes des nœuds d'un réseau cristallin sont en perpétuel mouvement vibratoire (thermique). L'amplitude de ces mouvements croît avec la température. Quand le métal est chauffé jusqu'à sa

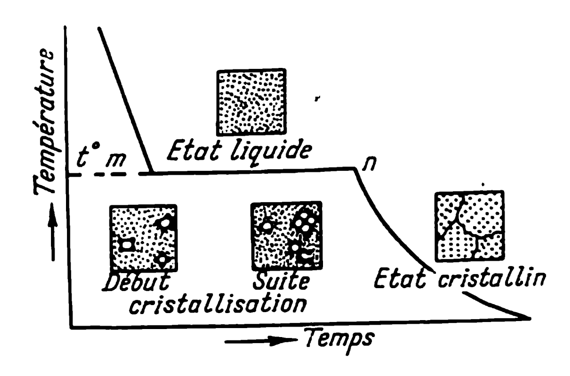


Fig. 18. Schéma de la solidification (cristallisation) d'un métal pur

température de fusion, l'amplitude des oscillations atteint une certaine grandeur critique qui détruit le réseau cristallin, en faisant passer le métal de l'état solide à l'état liquide.

Cristallisation (solidification) des métaux. La solidification du métal commence quand la température baisse au-dessous d'une certaine grandeur critique ; elle aboutit au passage complet du métal à l'état cristallin. La fig. 18 représente la courbe de refroidissement du métal au moment de son passage de l'état liquide à l'état solide lors d'une évacuation lente de la chaleur (faible vitesse de refroidissement). A la température de $t°$, il se forme au point m des germes de cristallisation qui se répartissent arbitrairement dans tout le volume du métal. A mesure que la chaleur diminue, de nouveaux centres de cristallisation apparaissent dans la masse du métal, alors que les cristaux, qui se sont formés auparavant, se développent en augmentant leurs dimensions. Tant que toute la masse du métal liquide ne passe pas à l'état solide (point n), sa température reste constante, car le phénomène de la solidification s'effectue avec un dégagement de chaleur latente de cristallisation. C'est pourquoi la courbe de refroidissement (fig. 18) forme un palier horizontal ; il indique que la température de cristallisation primaire à partir du liquide est rigoureusement constante. Une fois que tout le métal est passé à l'état solide, la température continue à baisser.

La température constante à laquelle le métal liquide passe à l'état solide porte le nom de *température de solidification* du métal liquide t_s ou de température de fusion du métal solide t_f (fig. 19, *a*).

Si la vitesse du refroidissement est suffisamment grande, on peut assurer la surfusion du métal qui gardera son état liquide malgré une température inférieure à la température ordinaire (d'équilibre) de la solidification.

Le phénomène de la surfusion s'explique de la façon suivante. L'évacuation rapide de chaleur favorise la formation dans le métal

fondu d'un grand nombre de centres de cristallisation à partir desquels les cristaux grandissent rapidement. Il se dégage alors beaucoup de chaleur capable pendant un certain temps de maintenir le métal à l'état liquide et même d'élever sa température jusqu'à celle de sa solidification (fig. 19, *b*).

La différence entre la température de solidification (cristallisation) d'un métal fondu dans les conditions ordinaires (d'équilibre) et celle qui correspond au refroidissement rapide s'appelle *degré de surfusion* :

$$\Delta t = t_e - t_z, \tag{44}$$

où Δt est le degré de surfusion ;

t_e, la température d'équilibre de solidification (cristallisation) ;

t_z, la température de solidification (cristallisation) lors du refroidissement rapide.

La courbe de refroidissement des corps amorphes n'a pas de palier horizontal ; avec l'abaissement de la température ces corps passent progressivement de l'état liquide à l'état solide (fig. 19, *c*).

G. Tammann a établi un rapport entre le nombre de centres de cristallisation, la vitesse du développement des cristaux et la grandeur de la surfusion.

Ce rapport est représenté par l'abaque de la fig. 20. A mesure que la surfusion Δt s'élève, le nombre de centres de cristallisation (*N. C.*) et la vitesse de cristallisation (*V. C.*) s'élèvent au début, pour diminuer ensuite. Lors d'une surfusion faible, le nombre de nouveaux centres de cristallisation n'est pas grand et les germes cristallins se développent lentement. Dans ces conditions de solidification du métal l'on obtient des cristaux de grandes dimensions.

Les petits cristaux apparaissent dans le métal quand le degré de surfusion est élevé et le nombre de centres de cristallisation

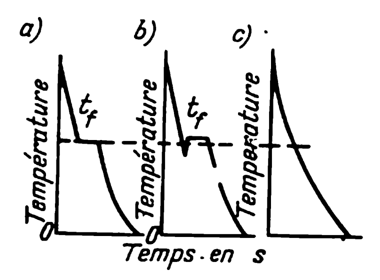


Fig. 19. Courbes de refroidissement

a — corps cristallin lors du refroidissement lent ; *b* — corps cristallin lors de la surfusion; *c* — corps amorphe

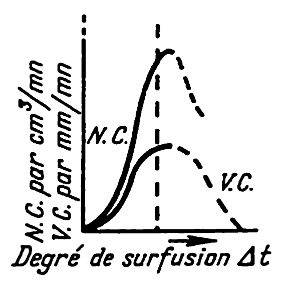


Fig. 20. Graphique de l'augmentation du nombre de centres de cristallisation (N. C.) et de la vitesse linéaire de cristallisation (V. C.) en fonction du degré de surfusion

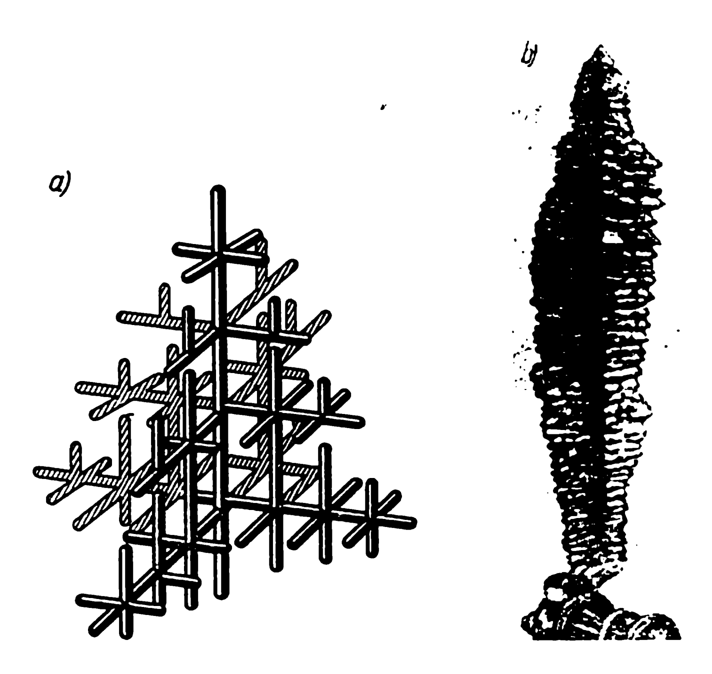


Fig. 21. Dendrites

a — schéma du développement; *b* — dendrite de D. Tchernov

atteint le maximum, alors que la vitesse du développement des cristaux dépasse le maximum et commence même à décroître.

Le degré de surfusion des métaux dépend de leur nature et de la vitesse de refroidissement. Certains métaux, comme par exemple l'étain, l'antimoine, le bismuth, ont une tendance plus nette à la surfusion que d'autres.

La cristallisation primaire dépend pour beaucoup de la vitesse de refroidissement du métal liquide. Pendant la formation des centres de cristallisation, les atomes du métal liquide disposés chaotiquement commencent à se répartir régulièrement autour de ces germes, en formant de petits cristaux primaires. Comme la cristallisation commence simultanément dans de nombreux points de l'espace, le développement des cristaux en forme de corps géométriques réguliers est perturbé par la collision avec les systèmes adjacents. C'est ainsi qu'apparaît une multitude de cristaux irréguliers qui amorcent la formation d'une structure granulaire du métal. Pratiquement, lors de la solidification d'un métal liquide (coulé) on assiste presque toujours à la formation de grains cristallins en forme de *dendrites* de diverses grandeurs (du grec *dendron*, arbre).

Le schéma sur la fig. 21 représente le processus de la formation et du développement d'une dendrite. Comme on voit d'après ce

schéma, à proximité de l'un des centres de cristallisation il se forme d'abord au cours de la solidification un axe principal (le plus long) que l'on appelle généralement l'axe primaire. Les axes secondaires qui se forment après se disposent sous un certain angle à l'axe primaire. Les axes tertiaires se forment, eux aussi, sous un certain angle aux axes secondaires, etc.

Un exemple classique de la formation d'une dendrite est celui représenté sur la fig. 21, *b* de la célèbre dendrite que D. Tchernov découvrit à l'intérieur d'une cavité (retassure) d'un grand lingot d'acier.

Si le métal subit des transformations allotropiques à l'état solide, on y observe lors du refroidissement une cristallisation secondaire ou recristallisation. Lors de la recristallisation tout l'édifice cristallin est l'objet d'une reconstruction accompagnée d'une formation de nouveaux cristaux à partir des formations précédentes. La recristallisation s'effectue avec dégagement de chaleur lors du refroidissement ; elle est caractérisée par un arrêt de température (palier horizontal) sur la courbe de refroidissement du métal.

§ 2. Alliages métalliques

Les métaux purs sont relativement peu employés ; dans l'industrie on utilise surtout des alliages de deux ou de plusieurs métaux ainsi que des métaux avec des métalloïdes.

On désigne sous le nom d'*alliage* un corps métallique complexe formé par la solidification d'un mélange de deux ou de plusieurs métaux ou des métaux avec des métalloïdes en fusion.

Chaque élément faisant partie d'un alliage s'appelle *composant*. Les alliages peuvent en compter deux, trois et plus.

La capacité de divers métaux de former des alliages est loin d'être la même ; c'est pourquoi la structure des alliages après leur solidification varie elle aussi.

A l'état liquide les alliages métalliques sont absolument homogènes et sous le rapport physique forment une phase[1].

Lors du passage de l'état liquide à l'état solide, les alliages peuvent devenir hétérogènes, c'est-à-dire former plusieurs phases solides. Après la solidification les alliages métalliques, selon la nature de leurs composants, peuvent comporter une ou deux phases et même plus. Certains métaux sont non miscibles à l'état liquide ; lors de leur fusion ils forment deux couches ayant chacune un poids spécifique différent (par exemple, le plomb et le fer, le plomb et le zinc, etc.). Dans ces conditions la création d'un alliage est rendue difficile, car les métaux doivent être mélangés artificiellement.

---

[1] On appelle *phase* la partie homogène d'un système hétérogène séparée des autres parties par des surfaces de séparation.

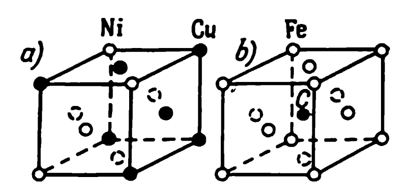


Fig. 22. Maille élémentaire du réseau cristallin des solutions solides
a — de substitution; *b* — d'insertion

Pourtant l'immiscibilité absolue à l'état liquide est très rare ; le plus souvent on observe une miscibilité partielle. Si la concentration d'un des métaux dans un alliage dépasse la limite de sa miscibilité dans un autre métal, le liquide forme aussi deux couches distinctes, rendant ainsi difficile la réalisation de l'opération. La miscibilité partielle des métaux à l'état liquide s'explique le plus souvent par la différence de leur volume atomique et de leur température de fusion.

Les composants d'un alliage solidifié peuvent former : 1) solutions solides ; 2) combinaisons chimiques ; 3) mélanges physiques de cristaux.

Solutions solides. Dans les solutions solides le réseau cristallin de l'alliage se forme à partir des atomes des deux composants hétérogènes.

On appelle *matrice* le métal qui, lors de la formation d'une solution solide, conserve la structure de son réseau cristallin. Dans le cas de deux métaux au réseau cristallin du même type et entièrement miscibles à l'état solide, on désigne sous le nom de matrice celui des métaux dont la concentration atomique dans l'alliage est supérieure à 50 %.

La formation des solutions solides métalliques est fonction des conditions suivantes : 1) les réseaux cristallins des composants de l'alliage doivent être du même type ; 2) la différence entre les paramètres des réseaux de ces composants doit être faible.

Les solutions solides de même que les solutions liquides peuvent donner lieu à des phénomènes de diffusion. En effet, les particules peuvent se déplacer d'un endroit où la concentration de la solution est plus élevée à un endroit où elle est moins élevée jusqu'à ce que la concentration dans toute la masse de l'alliage devienne uniforme. Pourtant, dans les solutions solides la diffusion est beaucoup plus lente que dans les solutions liquides, et sa vitesse augmente lorsque la température croît.

Les solutions solides les plus typiques sont les solutions de substitution et d'insertion (interstitielles).

Dans les solutions de substitution (fig. 22, *a*) les atomes du composant soluté remplacent les atomes de la matrice. Lors de la formation

des solutions interstitielles les atomes de l'élément soluté (fig. 22, *b*) se répartissent entre les atomes de la matrice.

Combinaisons chimiques. Les combinaisons chimiques se forment lors de l'interaction chimique de certains composants des alliages. Ces combinaisons sont caractérisées par un réseau cristallin particulier qui se distingue le plus souvent de celui des composants. Les combinaisons chimiques qui se forment au sein d'un alliage sont caractérisées non seulement par leur composition chimique définie mais aussi par des propriétés physiques et mécaniques particulières (dureté, fragilité, résistance électrique élevées).

Au sein des alliages les combinaisons chimiques peuvent se former entre les métaux (combinaisons intermétalliques) ou entre un métal et un métalloïde. Certaines combinaisons des métaux avec des métalloïdes, comme par exemple carbures, nitrures, oxydes, phosphites, etc., ont trouvé une application particulière dans l'industrie.

Mélanges physiques. Dans certains cas, quand un alliage liquide se refroidit, ses composants dégagent simultanément des cristaux qui forment un mélange intime (eutectique).

L'étude de ce phénomène a montré que les cristaux faisant partie d'un tel mélange conservent la structure initiale du réseau cristallin des composants.

Nombreux sont les alliages qui ont une structure très compliquée. Elle peut comporter simultanément un mélange physique de cristaux des composants particuliers, leurs combinaisons chimiques et leurs solutions solides.

§ 3. Diagrammes d'équilibre des systèmes binaires

Les diagrammes d'équilibre des alliages métalliques représentent les résultats généralisés de l'étude de la marche de la solidification et des transformations structurales dans les systèmes choisis. Ces diagrammes permettent d'établir la température de début et de fin de fusion des alliages de composition différente, leur structure à de diverses températures dans les conditions d'équilibre, ainsi que les transformations qu'ils subissent lors du refroidissement et du chauffage.

Pour tracer le diagramme, on porte en abscisses la concentration de chaque composant en pour cent (de 0 à 100 %), et en ordonnées, la température. Chaque composition de l'alliage pour une température déterminée est caractérisée sur le diagramme par un seul point.

Pour tracer le diagramme des alliages métalliques et étudier leur structure, on utilise plusieurs méthodes d'analyse: thermique, microscopique, radiocristallographique, etc.

L'analyse thermique établit les températures du début et de la fin de la solidification lors du passage des alliages de l'état liquide

à l'état solide, ainsi que la température de toutes les transformations à l'état solide. Cette méthode consiste à observer le déroulement du refroidissement en fonction du temps.

Pour procéder à une analyse thermique, on prépare plusieurs échantillons d'alliages dont la teneur en un des composants métalliques change régulièrement et constitue, par exemple, 10, 20, 30, 40 %, etc. Les échantillons sont ensuite chauffés, fondus, puis refroidis lentement et régulièrement. A des intervalles bien précis on mesure à l'aide d'un thermocouple la température de l'alliage. Les données obtenues permettent de tracer plusieurs courbes de refroidissement et de chauffage dans les coordonnées température—temps, dont les points caractéristiques sont reportés sur le diagramme d'équilibre.

Diagramme d'équilibre du système des composants complètement miscibles à l'état liquide et des composants complètement immiscibles à l'état solide formant un mélange physique des cristaux. C'est le diagramme qui correspond aux systèmes Pb—Sb, Sn—Zn ; Pb—Ag, etc.

Traçons à titre d'exemple le diagramme Pb—Sb.

La température de fusion du plomb est de 327°, celle de l'antimoine, de 631°. Prenons plusieurs alliages Pb—Sb d'une composition différente à teneur en Sb toujours plus grande et refroidissons-les lentement depuis l'état liquide jusqu'à l'état solide ; nous obtiendrons alors les températures suivantes de début et de fin de leur solidification (tableau 1).

Tableau 1

Température de solidification des alliages Pb — Sb

Alliages	Teneur en composants, en %		Température de solidification, en degrés	
	Sb	Pb	début	fin
I	5	95	296	243
II	10	90	260	243
III	13	87	243	243
IV	20	80	280	243
V	40	60	395	243
VI	80	20	570	243

La fig. 23 représente les courbes de refroidissement du plomb pur et de l'antimoine ainsi que de certains de leurs alliages. Les courbes de refroidissement des métaux purs (fig. 23, *a* et *e*) ont seulement un palier qui correspond à la température de leur solidification. Chacune des courbes de refroidissement de l'alliage Pb—Sb (fig. 23, *b* et

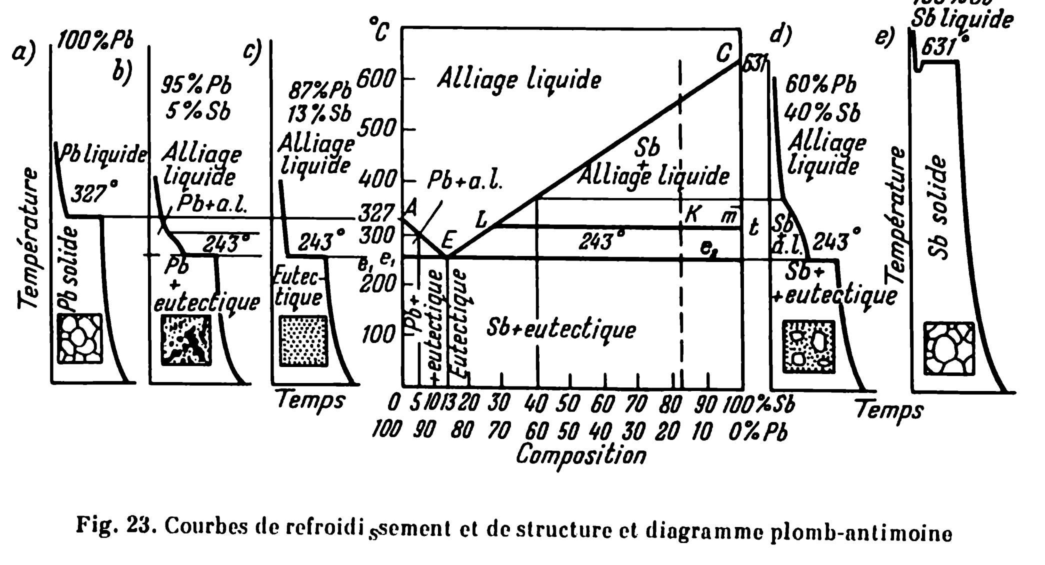


Fig. 23. Courbes de refroidi ssement et de structure et diagramme plomb-antimoine

d) a deux paliers caractéristiques qui indiquent le début (point supérieur) et la fin (point inférieur) de la solidification. La température des points supérieurs où commence la solidification des alliages de compositions différentes se distingue sensiblement ; les points de transformation inférieurs indiquent tous la même température de 243° pour tous les alliages de plomb et d'antimoine.

En reportant les points de début et de fin de solidification fournis par les courbes de refroidissement des alliages Pb—Sb donnés sur le diagramme de solidification (température — composition) on peut construire le diagramme d'équilibre Pb—Sb.

Au-dessus de la ligne *AE* et *EC*, les alliages de plomb et d'antimoine de toutes les compositions se trouvent à l'état liquide. Les lignes *AE* et *EC* marquent le début de solidification et portent le nom de *liquidus*. La ligne droite e_1Ee_2 marque la fin de solidification et porte le nom de *solidus*. Au-dessous de cette ligne, les alliages de plomb et d'antimoine de toutes les compositions se trouvent à l'état solide.

La ligne *AE* indique le début de cristallisation du plomb pur à partir des alliages d'une teneur en Sb inférieure à 13 %. La ligne *EC* annonce le début de cristallisation de l'antimoine pur à partir des alliages d'une teneur en Sb supérieure à 13 %. Le point *E*, qui correspond à un alliage composé de 13 % de Sb et de 87 % de Pb et qui se situe au niveau de 243° est l'endroit où s'effectue une cristallisation simultanée de l'antimoine et du plomb avec la formation d'un mélange physique de leurs cristaux. La structure de l'alliage ainsi formée s'appelle *eutectique*, de même que l'alliage qui correspond à ce point *E* (*alliage eutectique*). Dans le système choisi l'alliage eutectique est caractérisé par une composition constante et par la plus basse température de fusion par rapport aux autres alliages des composants donnés (dans notre cas, de Pb et de Sb).

Les alliages dont la composition se situe sur le diagramme à gauche du point *E* portent le nom de *hypoeutectiques*, ceux qui se trouvent à droite, *hypereutectiques*.

L'alliage hypoeutectique (celui, par exemple, de la fig. 23, *b*) d'une teneur en Sb inférieure à 13 % est liquide au-dessus de la ligne *AE* ; lorsque la température décroît au-dessous de la ligne *AE* des cristaux de plomb pur commencent à se dégager, car la température de leur solidification est plus élevée que celle de la partie restante de l'alliage liquide ; ainsi ce dernier s'enrichit progressivement en antimoine. Le dégagement des cristaux de plomb pur à partir de la phase liquide se poursuivra jusqu'à 243°, c'est-à-dire jusqu'à la ligne d'eutectique e_1Ee_2. A cette température, la phase liquide restante contiendra 13 % de Sb et se solidifiera avec la formation d'eutectique.

Le tableau de refroidissement des alliages hypereutectiques (fig. 23, *d*), à teneur en Sb supérieure à 13 %, est quelque peu différent. Au-dessous de la ligne *EC* on assiste au début du dégagement des

cristaux d'antimoine pur dont la température de solidification est supérieure à celle du liquide résiduel ; c'est pourquoi la phase liquide restante s'appauvrit en antimoine, et sa composition s'approche de l'eutectique. Quand la température baisse jusqu'au niveau de la ligne e_1Ee_2 (243°), le liquide résiduel contiendra 13 % de Sb ; si le refroidissement se poursuit, il se solidifiera en formant un mélange eutectique.

Ainsi les alliages hypereutectiques se solidifient de la même façon que les alliages hypoeutectiques ; la seule différence, c'est qu'une fois la ligne de liquidus passée, il se dépose non pas du plomb mais de l'antimoine.

L'alliage eutectique d'une teneur de 13 % en Sb et de 87 % en Pb est caractérisé par une température de solidification rigoureusement constante (point E à 243°) et par une cristallisation simultanée du plomb et de l'antimoine avec formation de l'eutectique (fig. 23, *c*).

Règle des segments. Les diagrammes d'équilibre permettent non seulement d'établir le domaine de la manifestation des phases et leur composition qualitative pour des températures données, mais également le rapport quantitatif entre les composants. Dans ce but on recourt à la règle des segments.

Si l'on veut, par exemple, trouver le rapport quantitatif entre les phases qui correspondent au point K à la température t (voir fig. 23), il suffit de tracer au niveau de la température donnée une ligne horizontale Lm parallèle aux abscisses et qui passe par le point K. Le point m correspond à la phase solide composée de 100% de Sb, alors que le point L, à la phase liquide de l'alliage.

Si l'on désigne par Q le poids de l'alliage que nous avons choisi, par Q_l le poids de la phase liquide, et par Q_s le poids de la phase solide, la règle des segments permet d'écrire les rapports suivants :

$$\frac{Q_s}{Q}=\frac{LK}{Lm}; \qquad \frac{Q_l}{Q}=\frac{Km}{Lm}; \qquad \frac{Q_s}{Q_l}=\frac{LK}{Km}.$$

Diagramme d'équilibre du système des composants complètement miscibles à l'état liquide, immiscibles à l'état solide et formant une combinaison chimique stable. Pour comprendre ce diagramme, examinons, par exemple, le système A et B formant une combinaison stable A_mB_n (fig. 24).

Dans ce diagramme la combinaison A_mB_n doit être envisagée comme un composant à part, dont la température de fusion peut être inférieure ou supérieure à celle des composants initiaux A et B. Il faut donc examiner ce diagramme comme celui de deux systèmes : 1) A_1—A_mB_n et 2) A_mB_n—B_1 dont chacun forme un diagramme caractéristique de premier ordre.

Examinons d'abord le système A_1—A_mB_n, dont le début de solidification est délimité par la ligne $A_1E_1C_1$. La ligne A_1E_1 marque la cristallisation du composant A, alors que la ligne E_1C_1, celle de

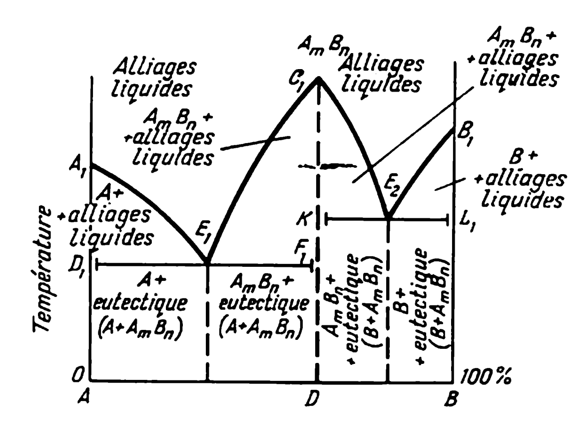


Fig. 24. Diagramme d'équilibre des alliages binaires dont les composants forment une combinaison chimique

la combinaison chimique A_mB_n. La solidification définitive de l'alliage a lieu à la température eutectique selon la ligne $D_1E_1F_1$. Le point E_1 est l'endroit où se solidifient simultanément A et A_mB_n ; après la solidification, l'alliage de cette composition a une structure eutectique.

La solidification des alliages du système $A_mB_n—B_1$ commence selon la ligne $C_1E_2B_1$; la ligne C_1E_2 délimite la cristallisation de la combinaison chimique A_mB_n, alors que la ligne E_2B_1, celle du composant pur B. La solidification définitive de ces alliages a lieu à la température eutectique (ligne KE_2L_1). L'eutectique qui correspond au point E_2 est composé de $A_mB_n+B_1$.

Ce type de diagramme reflète la solidification des alliages magnésium—étain, magnésium—plomb, cobalt—antimoine, manganèse—silicium, etc.

Diagramme d'équilibre du système des composants complètement miscibles à l'état solide comme à l'état liquide et formant des solutions solides homogènes. Les systèmes Cu—Ni, Fe—Ni, Co—Cr et certains autres sont caractérisés par la miscibilité complète de leurs composants.

La fig. 25 représente le diagramme Cu—Ni. Le cuivre pur fond à 1 083°, le nickel à 1 452°. Aux températures supérieures à la courbe *ACB* (liquidus), les alliages de toutes les compositions sont liquides, aux températures inférieures à la courbe *ADB* (solidus), ils sont solides. Entre le liquidus et le solidus, tout alliage est partiellement solide et partiellement liquide.

Examinons à titre d'exemple la marche de cristallisation d'un alliage formé par 50 % de Cu et 50 % de Ni.

Quand la température atteint le point *a* du liquidus *ACB*, elle marque le dégagement des premiers cristaux de la solution solide

Cu et Ni ; la composition de ces cristaux est déterminée par le point a_1 de la ligne ADB. Comme on voit d'après le diagramme, ces cristaux contiendront plus de nickel que la phase liquide initiale. A mesure que la température décroît, le nombre des cristaux de la solution solide augmente, alors que leur composition se modifie dans le sens de la flèche et s'approche de la composition de l'alliage initial, c'est-à-dire l'alliage devient plus pauvre en nickel.

La marche de solidification réduit la part du liquide résiduel, alors ce liquide s'enrichit en cuivre. Quand la température atteint le point b du solidus ADB, l'alliage se solidifie définitivement.

La règle des segments permet d'établir facilement la quantité des phases liquide et solide dans l'intervalle des températures entre les points a et b. Par exemple, à la température t_1° le point m sur la ligne horizontale Klm indique la composition de la phase solide, alors que le point K, celle de la phase liquide. Dans notre cas, le rapport de la quantité de la phase solide à la phase liquide est $\frac{Q_s}{Q_l} = \frac{Kl}{ml}$.

Diagramme d'équilibre du système des composants complètement miscibles à l'état liquide et partiellement à l'état solide. La fig. 26 représente le diagramme des alliages dont les composants A et B sont partiellement miscibles à l'état solide. Le point e_1 correspond à la miscibilité maximale du composant B dans le composant A (dans la solution solide α). Le point e_2 correspond à la miscibilité maximale du composant A dans le composant B (dans la solution solide β). C'est pourquoi le liquidus $A_1E_1B_1$ marque la cristallisation non pas des composants purs A et B, mais des cristaux de la solution solide α du composant B dans le composant A (ligne A_1E_1) et des cristaux de la solution solide β du composant A dans le composant B (ligne E_1B_1).

L'eutectique qui se forme lors de la solidification (point E_1) est un mélange intime des cristaux des solutions solides α et β, dont la composition correspond aux points e_1 et e_2.

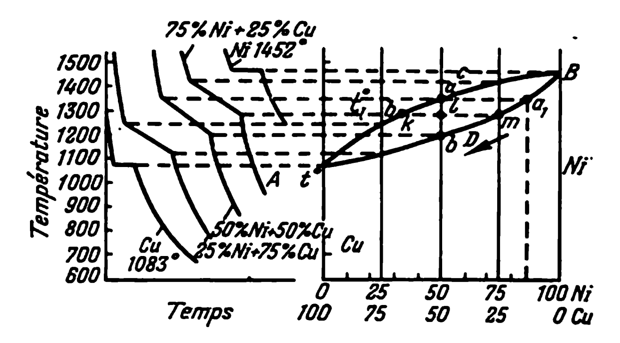


Fig. 25. Diagramme des alliages binaires complètement miscibles à l'état liquide comme à l'état solide

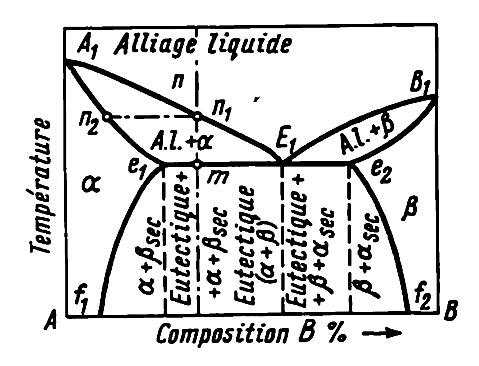


Fig. 26. Diagramme des alliages binaires complètement miscibles à l'état liquide et partiellement à l'état solide

Examinons, à titre d'exemple, la marche de cristallisation de l'alliage hypoeutectique *n*.

Au-dessus de la ligne A_1E_1 l'alliage se trouve à l'état liquide. Au cours de son refroidissement le point n_1 de la ligne A_1E_1 marque le début de la précipitation des premiers cristaux de la solution solide α qui correspond, quant à la composition, au point n_2. La composition des cristaux solides qui se déposent par la suite change selon la ligne n_2e_1, alors que la composition de l'alliage liquide, selon la ligne n_1E_1.

Au-dessous du liquidus $A_1E_1B_1$ et au-dessus du solidus $A_1e_1E_1e_2B_1$, l'alliage en cours de solidification sera composé de deux phases, liquide et solide. Lorsque sa température atteint le point *m*, le liquide résiduel forme un eutectique composé de petits cristaux des solutions solides α et β dont la composition correspond à celle des points e_1 et e_2. Un peu au-dessous du point *m*, l'alliage sera formé par des cristaux primaires de la solution solide α placés au sein d'un eutectique. Quand le refroidissement se poursuit, la composition de la solution solide change (se désagrège) selon la ligne e_1f_1, c'est-à-dire que des cristaux secondaires de la solution solide β appauvrie en composant *B* se précipitent à partir de la solution solide α.

Pour les alliages hypereutectiques le tableau est identique à cette différence que c'est la solution solide qui se désagrège selon la ligne e_2f_2.

§ 4. Influence de la composition des alliages sur leurs propriétés

Les diagrammes d'équilibre permettent d'apprécier judicieusement le choix des alliages et leur comportement pendant leur traitement technologique (fonderie, traitements thermiques, etc.). Ainsi, par

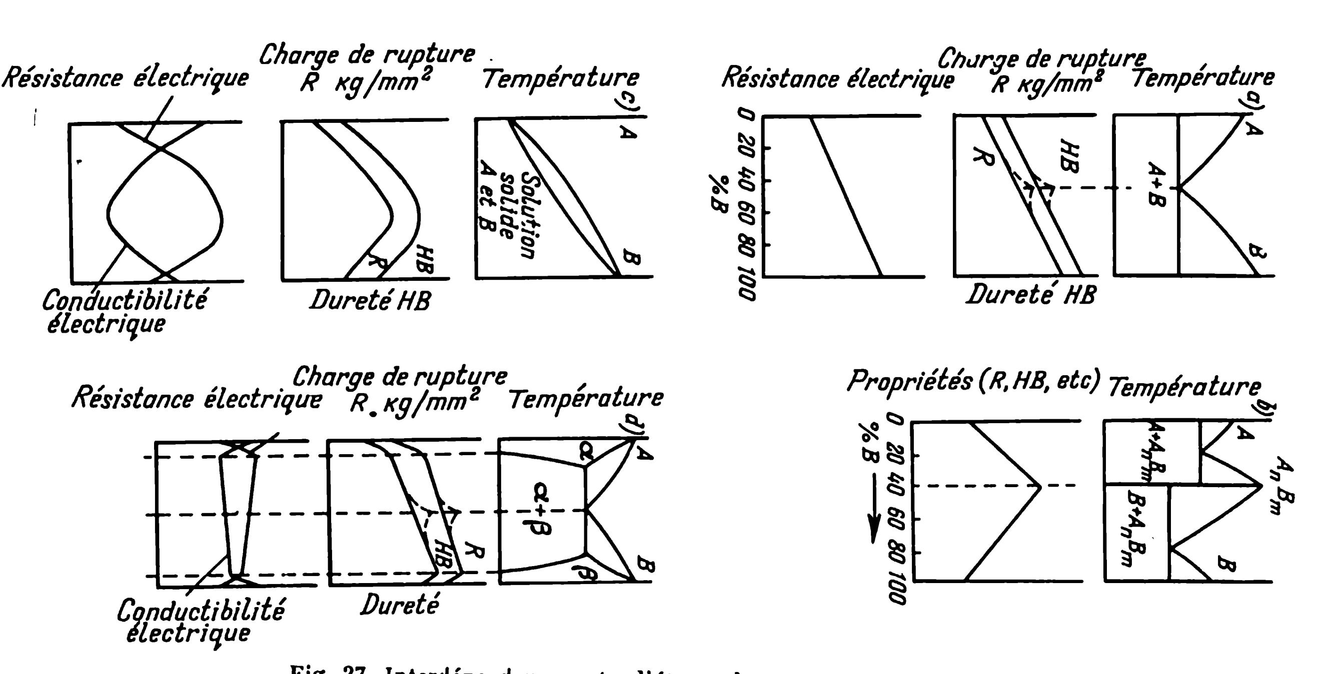


Fig. 27. Interdépendance entre l'état et les propriétés des alliages

Types des alliages: *a* — avec eutectique; *b* — avec combinaison chimique stable; *c* — avec série continue des solutions solides; *d*—à miscibilité partielle à l'état solide

exemple, les alliages qui ne se prêtent pas à de transformations allotropiques sont incapables de former au cours de solidification des solutions solides avec une concentration variable de leurs composants. Les alliages eutectiques se distinguent par la plus basse température de solidification d'un système donné, ce qui leur assure de bonnes propriétés de fonderie. Leur structure à grains fins donne aux alliages des propriétés mécaniques élevées.

C'est l'académicien N. Kournakov qui a établi le premier l'interdépendance entre la composition, la structure et les propriétés des alliages.

Les alliages qui en se solidifiant forment un eutectique comportent certaines propriétés (dans notre cas la résistance électrique et la charge de rupture) qui se modifient progressivement depuis l'indice de cette propriété d'un composant jusqu'à celui de l'autre (fig. 27, *a*).

Lors de la formation au sein des alliages d'une combinaison chimique A_nB_m, leurs propriétés se modifient linéairement depuis le composant A dans le sens de la combinaison A_nB_m et depuis A_nB_m dans le sens du composant B (fig. 27,*b*). Quand la composition de l'alliage correspond à la combinaison A_nB_m, la ligne marque une transition brutale qui exprime l'action de la composition de l'alliage sur ses propriétés. La formation dans les alliages d'une série continue des solutions solides modifie leurs propriétés depuis A jusqu'à B d'une façon curviligne; elle élève, par exemple, la dureté HB, la charge de rupture R et la résistance électrique et réduit la conductibilité électrique (fig. 27, *c*). Dans le domaine des solutions solides homogènes les propriétés des alliages aux composants partiellement miscibles à l'état solide se modifient selon une courbe et dans le domaine à deux phases, selon une droite (fig. 27, *d*).

§ 5. Notions des diagrammes des alliages ternaires

Dans l'industrie on emploie largement des alliages formés non seulement de deux, mais de trois, quatre et plus de composants. Actuellement, de nombreux alliages à trois composants et quelques alliages à quatre composants ont été étudiés.

Le diagramme d'un système à trois composants doit être construit dans l'espace (fig. 28). Le tracé est exécuté sur la base d'un triangle

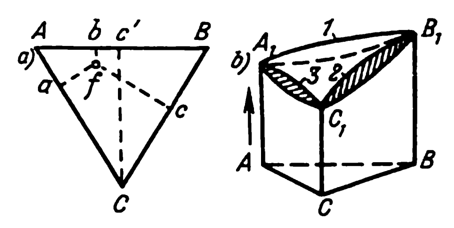


Fig. 28. Schéma du tracé d'un diagramme pour un alliage ternaire

équilatéral qui porte le nom de plan température-concentration, car la concentration des composants est portée sur ses côtés. Les sommets du triangle correspondent aux composants purs A, B et C. A partir de ces sommets on élève des perpendiculaires au plan du triangle, sur lesquelles on porte les températures t. La ligne AB situe les alliages binaires A et B, la ligne BC, les alliages binaires B et C ; la ligne AC, les alliages binaires A et C. Chaque point à l'intérieur du triangle indique une certaine composition de l'alliage ternaire.

Cette composition peut être établie à l'aide de la propriété géométrique du triangle équilatéral selon laquelle la somme des perpendiculaires abaissées de tout point intérieur d'un triangle équilatéral sur chacun de ses côtés est une grandeur constante égale à la hauteur du triangle. Par exemple, pour le point f (fig. 28, a), $fa+fb+fc=$ $=Cc'$. En prenant la hauteur Cc' pour 100 %, on peut établir la composition de l'alliage, c'est-à-dire la teneur de chaque composant en % :

$$A=\frac{fc}{Cc'}\cdot 100; \qquad B=\frac{fa}{Cc'}\cdot 100; \qquad C=\frac{fb}{Cc'}\cdot 100. \tag{45}$$

Pour tracer les diagrammes des alliages ternaires, on établit d'abord les courbes de refroidissement des alliages de compositions diverses, puis on porte les points de transformation fournis par ces courbes sur le diagramme spatial. Le cas le plus simple est celui de l'alliage constitué par trois cmposants complètement miscibles à l'état solide. Leur diagramme est représenté sur la fig. 28, b. La surface convexe $A_1 1 B_1 2 C_1 3 A_1$ marque la température du début de solidification; c'est la surface du liquidus. La surface concave $A_1B_1C_1A_1$ qui est au-dessous indique la température de la fin de solidification ; c'est la surface du solidus. Au-dessus du liquidus tous les alliages sont à l'état liquide ; au-dessous du solidus, à l'état solide. Entre les surfaces du liquidus et du solidus les alliages se trouvent à l'état mixte solide-liquide, c'est-à-dire ils sont composés de petits cristaux de la solution solide des trois composants A, B et C, et d'une certaine quantité de liquide. Après une solidification totale, tous les alliages du système considéré sont formés par les grains cristallins de la solution solide des trois composants.

Pratiquement les diagrammes spatiaux sont utilisés pour établir la température du début et de la fin de fusion des alliages ternaires, les conditions thermiques de leur travail mécanique à chaud et les régimes du traitement thermique.

CHAPITRE VI

PROPRIÉTÉS MÉCANIQUES DES MÉTAUX ET DES ALLIAGES

Les caractéristiques de la résistance des métaux qu'on appelle *propriétés mécaniques* sont établies expérimentalement à l'aide d'éprouvettes ou de pièces finies mises à l'essai.

Les essais mécaniques peuvent être statiques, lorsque l'éprouvette subit l'action d'une charge constante ou qui augmente lentement ; dynamiques, lorsque l'éprouvette subit l'action d'une charge augmentant brusquement ; et variables, lorsque la charge change plusieurs fois sa grandeur et son orientation.

Les essais mécaniques les plus employés sont les suivants : 1) de traction, 2) de dureté, 3) de résilience et fatigue, 4) divers essais technologiques (de flexion, de refoulement, d'écrasement, etc.).

§ 1. Essais de traction

L'essai de traction est exécuté sur des éprouvettes d'une section rectangulaire ou circulaire (fig. 29).

La surface de la section des éprouvettes normales est de 314 mm^2 ($d=20$ mm). La longueur entre repères de ces éprouvettes peut être de 200 mm (le rapport entre la longueur entre repères et le diamètre est alors de 10 *d*), et de 100 mm (le rapport entre la longueur entre repères et le diamètre est alors de 5 *d*).

La section des éprouvettes proportionnelles est choisie arbitrairement, alors que la longueur entre repères doit répondre à la condition suivante :

$$l_0 = 11,3 \sqrt{S_0} \quad \text{ou} \quad l_0 = 5,65 \sqrt{S_0}, \qquad (46)$$

où S_0 est la surface de la section initiale, en mm^2.

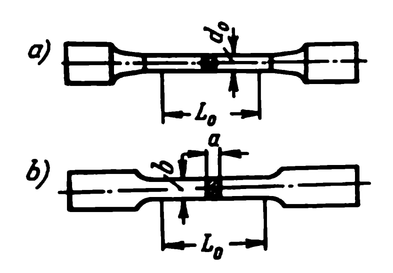


Fig. 29. Eprouvettes de traction

a — cylindriques; *b* — rectangulaires. Cotes principales: d_0— diamètre de la section entre repères des éprouvettes cylindriques: *a* — épaisseur de la section entre repères des éprouvettes rectangulaires; *b* — largeur de la section entre repères des éprouvettes rectangulaires; l_0 —longueur entre repères

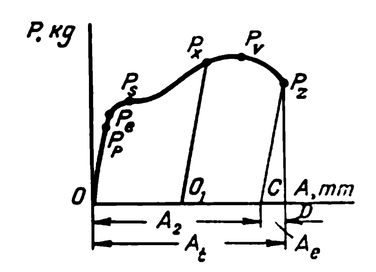


Fig. 30. Diagramme de traction de l'acier à bas carbone

L'éprouvette cylindrique ou rectangulaire est déformée par l'action d'une charge qui augmente progressivement jusqu'au moment de la rupture. L'essai fournit un diagramme effort-déformation qui montre le rapport entre la force de l'action et la déformation qu'elle provoque (fig. 30).

En ordonnées (verticalement) sont portées les charges appliquées P ; en abscisses (horizontalement) est indiqué l'allongement de l'éprouvette A correspondant à chaque charge.

La partie rectiligne OP_p correspond à l'allongement A proportionnel à la charge. Ce rapport répond à la loi de proportionnalité suivant laquelle le changement de la charge provoque une déformation proportionnelle de l'éprouvette.

La charge P_p sous l'action de laquelle l'allongement est encore proportionnel à la charge, s'appelle *charge à la limite de proportionnalité.*

La *limite de proportionnalité* B est la charge maximum par millimètre carré de section à partir de laquelle les déformations cessent d'être proportionnelles aux efforts :

$$B = \frac{P_p}{S_0} \text{ kg/mm}^2. \qquad (47)$$

La charge P_e à laquelle l'éprouvette reçoit un allongement permanent de 0,005 % de sa longueur initiale porte le nom de *charge à la limite d'élasticité.* En général, elle est très proche de la charge P_p.

La *limite d'élasticité* R_e est la charge à laquelle l'allongement permanent atteint 0,005% de la longueur entre repères de l'éprouvette :

$$R_e = \frac{P_e}{S_0} \text{ kg/mm}^2. \qquad (48)$$

Au-dessus du point P_e, la partie rectiligne du diagramme effort-déformation s'incurve pour former à la charge P_s un palier horizontal. Cette partie est celle où l'éprouvette subit un allongement permanent considérable sans augmentation des efforts en action ; ce phénomène produit l'impression que l'éprouvette s'écoule n'opposant plus de résistance aux forces de traction.

La charge P_s à laquelle commence l'écoulement du matériau s'appelle *charge à la limite d'écoulement*, alors que le palier horizontal de la courbe qui correspond à l'allongement de l'éprouvette sans augmentation de la charge, s'appelle *palier d'écoulement.*

On appelle *limite d'écoulement* E la tension minimum à laquelle on observe une déformation de l'éprouvette sans augmentation

sensible de la charge :

$$E=\frac{P_s}{S_0}\ \text{kg/mm}^2. \tag{49}$$

Au-delà du palier d'écoulement, la charge continue à croître jusqu'à une grandeur maximale P_v, après quoi une striction locale commence à se former. La diminution de la section à l'endroit de la striction provoque une chute de charge et la rupture de l'éprouvette au point P_z.

La charge maximum P_v qui marque le début de formation de la striction porte le nom de *charge au moment de la rupture.*

La *charge de rupture à la traction* est la tension qui correspond à la charge maximale précédant la rupture de l'éprouvette :

$$R=\frac{P_v}{S_0}\ \text{kg/mm}^2. \tag{50}$$

L'allongement total de l'éprouvette A_t (élastique et permanent au moment de la rupture) est égal à la grandeur de la partie OD.

Pour établir la grandeur de l'allongement élastique et permanent au moment de la rupture, il suffit de tracer à partir du point P_z une droite parallèle à la partie rectiligne de la courbe, jusqu'à son intersection avec l'axe des abscisses. La partie OC donne la grandeur de l'allongement permanent A_2 alors que la partie CD, la grandeur de l'allongement élastique total.

La *charge de rupture vraie* R_0 est la tension à l'endroit de la striction qui est égale au rapport entre la charge de traction précédant directement la rupture et la section de l'éprouvette à l'endroit de la striction :

$$R_0=\frac{P_0}{S_1}\ \text{kg/mm}^2, \tag{51}$$

où P_0 est la charge au moment de la rupture ;

S_1, la section à l'endroit de la striction après la rupture.

L'allongement après rupture A est le rapport de l'allongement de l'éprouvette après la rupture à sa longueur initiale entre repères exprimé en pour cent :

$$A=\frac{l_1-l_0}{l_0}\cdot 100\%, \tag{52}$$

où l_1 est la longueur entre repères après rupture, en mm ;

l_0, la longueur initiale entre repères en mm.

Le *coefficient de striction* après rupture Σ est le rapport de la diminution maximale de la section de l'éprouvette après rupture à la section initiale exprimé en pour cent :

$$\Sigma=\frac{S_0-S_1}{S_0}\cdot 100\%, \tag{53}$$

où S_0 est la section initiale de la partie calibrée de l'éprouvette, en mm^2 ;

S_1, la section après rupture, en mm^2.

§ 2. Mesure de la dureté des métaux et des alliages

Mesure de la dureté d'un métal par enfoncement d'une bille d'acier. Généralement, on établit la dureté d'un métal en enfonçant une bille d'acier dans le corps de la pièce. Cette opération laisse sur la surface une empreinte sphérique (fig. 31, *a*).

Le nombre de dureté d'après cette méthode est désigné par les lettres *HB* (dureté Brinell) ; c'est la pression exprimée en kg par millimètre carré de la surface sphérique de l'empreinte :

$$HB = \frac{P}{S} \text{ kg/mm}^2, \tag{54}$$

où S est la surface sphérique de la calotte, en mm^2.

Plus le métal est dur, plus le nombre Brinell est grand.

Mesure de la dureté par enfoncement d'un cône à pointe de diamant ou d'une bille d'acier trempé. Dans certains cas, pour établir la dureté du métal, on se sert de la méthode Rockwell ; elle consiste à enfoncer en deux temps dans la surface d'une éprouvette un pénétrateur, d'abord sous l'action d'une charge initiale, puis définitive (fig. 31,*b*).

Pour les essais des matériaux durs on prend comme pénétrateur un cône à pointe de diamant avec un angle de 120° au sommet, et pour les matériaux ductiles, une bille d'acier trempé de 1,5875 mm (1/16") de diamètre.

La charge initiale P_0 doit être de 10 kg ; la charge définitive P (initiale+surcharge), pour les essais à cône de diamant, de 150 kg (échelle *C*) ou de 60 kg (échelle *A*), et pour les essais à bille, de 100 kg (échelle *B*).

La dureté Rockwell est exprimée en unités conventionnelles calculées d'après la formule :

$$HR = \frac{K - (A_1 - A)}{C}, \tag{55}$$

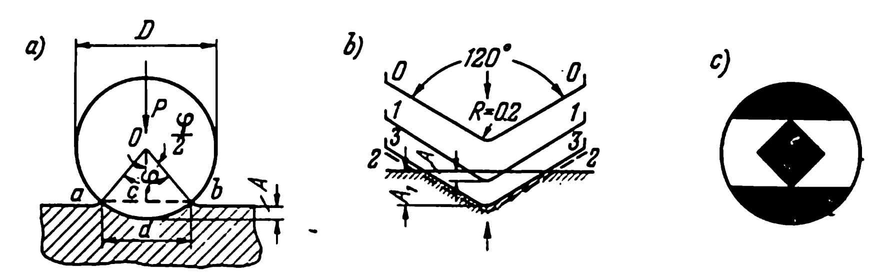


Fig. 31. Mesures de dureté

Empreinte laissée par *a* — une bille en acier; *b* — un cône à pointe de diamant; *c* — une pyramide en diamant; *1-1*— empreinte laissée par le cône sous l'action d'une charge initiale P_0; *2-2* — empreinte laissée par le cône sous l'action de la charge définitive P; *3-3*— empreinte laissée par le cône lors de la diminution de la charge définitive P jusqu'à la grandeur de la charge initiale P_0

où *HR* est la dureté en unités Rockwell ;

K, la constante égale pour la bille d'acier à 0,26, et pour le cône de diamant, à 0,2 ;

A_1, l'enfoncement en mm de la pointe sous l'action de la charge définitive *P*, après le retour à la charge initiale P_0 ;

A, l'enfoncement en mm de la pointe sous l'action de la charge initiale $P_0=10$ kg ;

C, la grandeur d'un trait de comparateur qui correspond à 0,002 mm d'enfoncement de la bille ou du cône.

En général, à la désignation du nombre de dureté *HR*, on ajoute celle de l'échelle employée ; par exemple, si l'on a choisi l'échelle *A*, le nombre de dureté est alors désigné par *HRA* ; pour l'échelle *B*, on écrit *HRB* et pour l'échelle *C*, *HRC*.

Mesure de la dureté par enfoncement d'une pyramide en diamant. Pour établir la dureté par cette méthode, on enfonce une pyramide en diamant à base carrée, dont l'angle au sommet a une valeur de $\alpha=136°$. L'enfoncement de la pyramide est assuré généralement par des efforts de 5, 10, 30, 50, 100 et 120 kg. Après l'action de la charge, l'éprouvette garde une empreinte dont la forme est représentée sur la fig. 31,*c*.

La charge est choisie selon les cotes de l'éprouvette d'après l'épaisseur et la dureté du matériau à essayer.

Le nombre de dureté obtenu par l'essai représente la charge exprimée en kilogrammes par millimètre carré de l'empreinte ; il est calculé d'après la formule :

$$H_v=\frac{2P\sin\frac{\alpha}{2}}{d^2}\ \text{kg/mm}^2, \qquad (56)$$

où *P* est la charge appliquée à la pyramide, en kg ;

d, la longueur de la diagonale de l'empreinte, en mm.

Mesure de la microdureté. Parfois on a besoin d'établir la dureté à l'échelle microscopique et même celle de grains isolés.

On utilise dans ces cas-là deux méthodes, celle d'empreinte et celle de la pénétration par striage.

Le pénétrateur employé essentiellement dans la méthode d'*empreinte* est une pyramide en diamant.

La mesure de la microdureté par *striage* consiste à porter une strie avec une pointe en diamant sur la surface à contrôler ; l'opération est exécutée à une charge bien déterminée. La largeur de la strie est mesurée par un microscope spécial. Dans ce procédé la dureté est exprimée soit par la largeur de la strie à certaine charge constante, soit par la grandeur de la charge qui assure l'exécution d'une strie d'une certaine largeur.

§ 3. Mesure de la résilience du métal

La résilience du métal est établie en soumettant une éprouvette standard entaillée au milieu en forme de barreau aux essais de flexion par choc. Ces essais consistent à placer l'éprouvette d'une section carrée ou rectangulaire sur deux supports d'un appareil spécial appelé mouton (fig. 32,*a*) et à la briser à l'aide d'un pendule tombant Q d'un poids P. Le pendule Q, en tombant d'une hauteur H, rompt l'éprouvette et remonte par inertie à une hauteur H_1. Le travail dépensé pour la rupture du barreau est calculé d'après la formule :

$$T = P(H - H_1) \text{ kgm.} \tag{57}$$

On appelle *résilience* ρ le travail dépensé pour la rupture d'une éprouvette exprimé en kilogrammètres par centimètre carré de la section à l'endroit de l'entaille.

La résilience est calculée d'après la formule

$$\rho = \frac{T}{S_0} \text{ kgm/cm}^2, \tag{58}$$

où T est le travail dépensé pour la rupture du barreau, en kgm ;
S_0, la section de l'éprouvette à l'endroit de l'entaille, en cm^2.

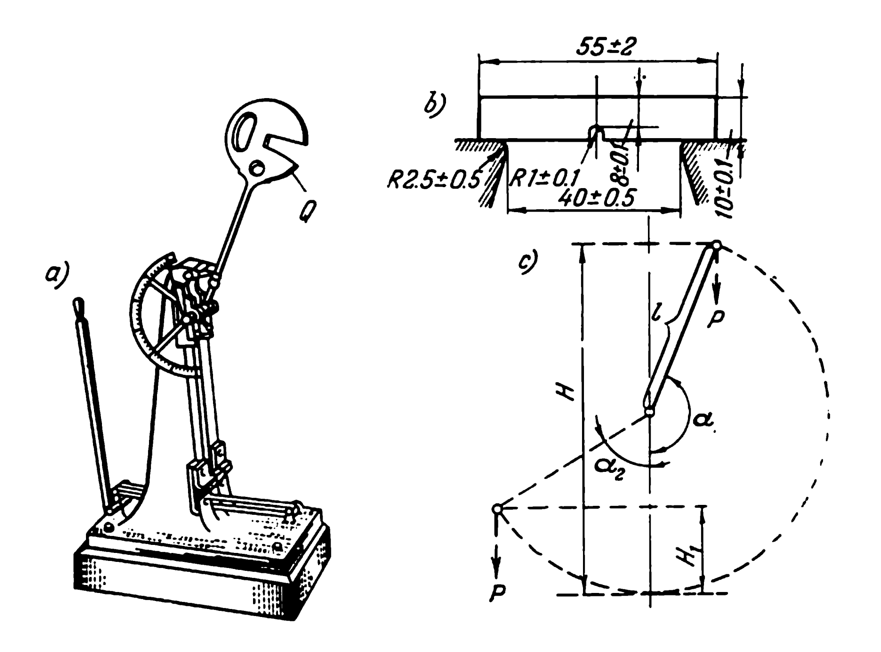


Fig. 32. Schéma de l'essai de résilience
a — schéma d'un mouton-pendule; *b* — éprouvette; *c* — position de l'éprouvette lors de l'essai

L'éprouvette type adoptée en U.R.S.S. pour les essais de résilience a la forme d'un barreau long de 55 mm, d'une section carrée 10×10 mm, à entaille médiane en U (fig. 32,*b*).

§ 4. Essais de fatigue

On appelle *fatigue* la destruction des métaux par des efforts alternés inférieurs à la charge de rupture à la traction. La propriété des métaux de résister à cette destruction porte le nom d'*endurance* (R_f).

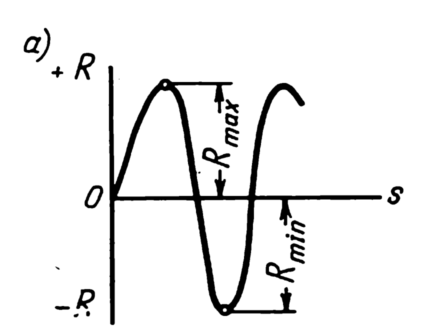
Les essais de fatigue permettent d'établir la résistance du métal aux contraintes alternées.

On utilise généralement dans ce but des éprouvettes cylindriques en y appliquant pendant leur rotation des contraintes alternées de flexion (traction-compression) provoquant la rupture (fig. 33,*a*).

La rupture de fatigue forme une cassure caractéristique dans laquelle on peut distinguer deux zones, extérieure (à proximité de la surface de l'éprouvette) et intérieure (au centre de l'éprouvette, fig. 33,*b*). La zone extérieure a une surface unie formée de microfissures apparaissant dans la plus faible section de l'éprouvette ; ces microfissures augmentent progressivement et affaiblissent l'éprouvette. La zone intérieure de la cassure a une surface rugueuse qui porte des traces d'une destruction fragile cristalline du métal ; elle se forme lorsque les microfissures s'étendent sur la plus grande partie de la section et l'affaiblissent.

Les éprouvettes d'acier qui ont résisté sans se rompre à 5 millions de cycles (contraintes alternées) indiquent que le métal tiendra même si le nombre de cycles sera plus grand.

Les éprouvettes en alliages légers d'aluminium doivent résister à 20 millions de cycles.



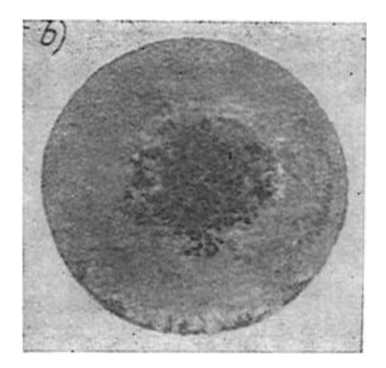
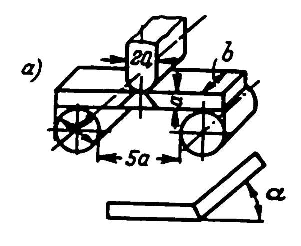


Fig. 33. Essais de fatigue

a — schéma de la modification des charges; *b* — cassure de l'éprouvette provoquée par la fatigue



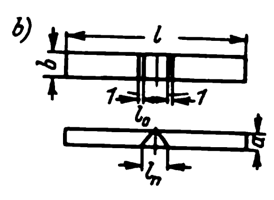


Fig. 34. Essais de flexion des soudures
a — schéma de l'essai; b — cotes de l'éprouvette

§ 5. Essais technologiques des métaux

La capacité du métal de subir divers traitements à chaud et à froid est établie par des essais technologiques sur des éprouvettes spécialement fabriquées.

On juge des résultats des essais sur les métaux d'après l'état de leur surface. On considère qu'une éprouvette a passé l'examen si après l'essai on ne découvre pas sur sa surface de défauts extérieurs sous forme de fissures, de criques, de stratifications ou de cassures.

Les essais technologiques les plus répandus sont les essais de flexion des soudures, de pliage et d'écrasement.

L'*essai de flexion des soudures* est exécuté pour établir la ténacité des soudures exécutées bord à bord. L'éprouvette est placée librement sur deux supports cylindriques où elle est soumise à la flexion jusqu'à l'apparition de la première crique (fig. 34). La ductilité est caractérisée par la grandeur de l'angle de flexion α.

On recourt à l'essai de *pliage* à froid ou à chaud (fig. 35) pour établir la capacité des tôles de s'adapter au pliage selon les cotes et la forme requises.

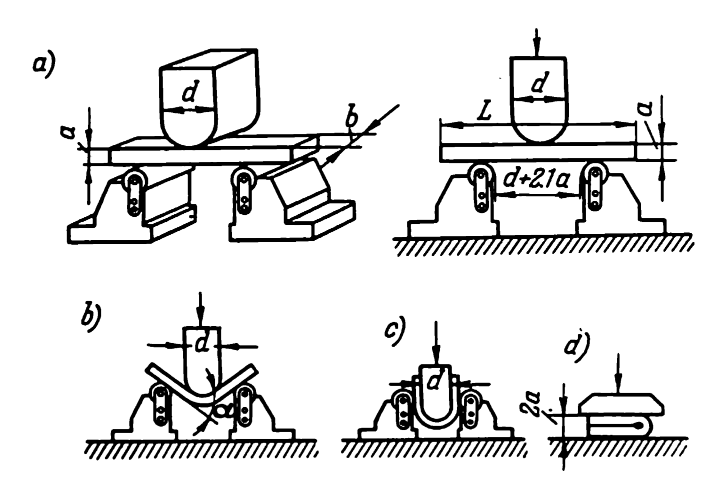


Fig. 35. Essais de pliage
a — schéma de l'essai; b — cambrage à un angle donné; c — cambrage pour U simple; d — pliage

Les éprouvettes pour cet essai sont découpées dans une tôle sans soumettre au traitement sa couche superficielle; leur longueur $L=5a+150$ mm et leur largeur $b=2a$, mais pas moins de 10 mm (a —épaisseur de la tôle).

Généralement, si l'épaisseur de la tôle est supérieure à 30 mm, on ne la soumet pas aux essais de pliage.

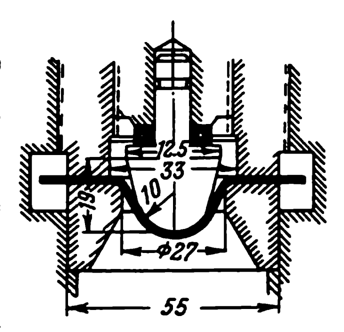


Fig. 36. Schéma d'un appareil pour les essais d'emboutissage des flans

Les essais d'*écrasement* à froid permettent d'établir la capacité d'un métal de se prêter à la déformation de compression selon les cotes et la forme requises. Cet essai est employé pour contrôler les rondins destinés au forgeage pour la fabicrationesd boulons, des rivets, etc.

L'*essai d'emboutissage* permet d'établir la capacité des tôles de subir l'estampage à froid et l'emboutissage. Un flan, découpé dans une tôle ou bande, est placé dans l'appareil (fig. 36), où un poinçon spécial à tête sphérique le repousse en formant une calotte jusqu'à l'apparition d'une crique sur la partie emboutie.

La plasticité du métal est caractérisée par la profondeur de l'emboutissage arrêté au moment de la rupture du flan. Cette profondeur est établie par des prescriptions techniques d'après le matériau, les cotes de la matrice et du poinçon.

§ 6. Procédés de l'étude structurelle des métaux et des alliages

Les propriétés des métaux et des alliages dépendent pour beaucoup de leur structure qui est établie par les méthodes de macrographie, de micrographie, de radiographie, etc.

Macrographie. La macrographie consiste à examiner la structure d'un métal ou d'un alliage à l'œil ou à l'aide d'une lentille grossissant près de 30 fois. La structure ainsi étudiée s'appelle *macrostructure*.

Ce procédé permet d'observer une grande surface de métal. Il permet d'établir la grandeur, la forme et la répartition des grains cristallins dans un métal coulé, l'orientation des fibres dans le métal travaillé, la formation des retassures et des soufflures, des zones spongieuses, des criques, l'hétérogénéité chimique du métal, etc.

La macrostructure est étudiée directement sur les pièces d'après leur cassure ou sur des échantillons spéciaux découpés dans de gros lingots, des pièces coulées ou forgées.

Micrographie. Pour procéder à l'étude à l'échelle microscopique de la structure d'un métal ou d'un alliage on recourt à un microscope métallographique ou électronique [1].

[1] P. Anossov, en 1831, a employé pour la première fois le microscope pour l'étude de la structure des métaux.

Pour observer la structure des métaux on emploie le plus souvent un microscope métallographique qui permet d'examiner le métal dans la lumière réfléchie et assure un grossissement de 75 à 2500 fois. Ce microscope permet d'explorer la *microstructure* du métal, c'est-à-dire la grandeur et la forme de ses grains (cristallites) et la forme des inclusions non métalliques.

Pour procéder à l'analyse microscopique on découpe des échantillons spéciaux.Généralement, ce sont de petits cylindres d'une longueur de 15 mm et d'un diamètre de 10 à 15 mm, ou des cubes dont l'arête est d'environ 10 mm. L'une des surfaces planes de l'échantillon est traitée aux papiers abrasifs, puis au feutre jusqu'à ce qu'on obtienne un poli miroir, après quoi on l'examine au microscope avec ou sans attaque.

L'attaque des échantillons est réalisée avec des réactifs spéciaux (par exemple, solution alcoolique de 4 à 5% de l'acide nitrique) qui mettent en relief la structure du métal (joints de grains, leur forme, etc.).

Le microscope électronique permet d'obtenir des grossissements jusqu'à 100 000 fois (analyse cristallographique), ce qui élargit considérablement le domaine de la micrographie.

A l'heure actuelle, on a étudié des procédés d'analyse microscopique dans le vide, ce qui permet d'examiner la structure des métaux à des températures élevées.

Les savants soviétiques ont créé un microscope à rayons ultraviolets qui permet de réaliser des microphotographies dans la gamme des rayons ultraviolets du spectre, ce qui est très important pour comprendre la structure des alliages à plusieurs phases.

CHAPITRE VII

ALLIAGES FER-CARBONE

Il est difficile d'obtenir du fer absolument pur. Dans cet état c'est un métal très mou et très plastique d'une couleur gris clair et d'un poids spécifique de 7,86 g/cm³. Les propriétés mécaniques du fer technique dont la teneur en impuretés est de 0,1 à 0,2% varient dans les limites suivantes :

dureté Brinell *HB*	60—80 kg/mm²
charge de rupture à la traction *R* . . .	18—28 "
allongement A	30—50%
coefficient de striction Σ	70—80%
résilience à 20° ρ	16—25 kgm/cm²

Le fer peut être allié à de nombreux éléments. Dans l'industrie, ce sont les alliages de fer avec le carbone qui sont les plus répandus. La composition de ces alliages compte aussi une certaine quantité de silicium, de manganèse, de chrome, de nickel et d'autres éléments. Quand leur teneur en carbone est inférieure à 2%, on les appelle *aciers*. Les alliages fer-carbone à teneur en carbone supérieure à 2% sont appelés *fontes*.

§ 1. Courbe de refroidissement du fer

Le fer pur fond à 1535°. A l'état solide il peut former plusieurs variétés allotropiques conditionnées par la température de l'échauffement. La transformation du fer d'une variété en une autre est établie grâce aux paliers thermiques des courbes de refroidissement ou d'échauffement. La fig. 37 représente la courbe de refroidissement d'un fer pur fondu, tracée dans les coordonnées temps-température. Le premier palier horizontal apparaît à 1535° ; il témoigne du dégagement de la chaleur et du passage du fer de l'état liquide à l'état solide. Pendant la solidification du liquide il se forme un fer delta qui a un réseau cristallin cubique centré au paramètre $a = 2{,}93$ Å. A 1390° apparaît un deuxième palier thermique (point A_{r_4}) qui carac-

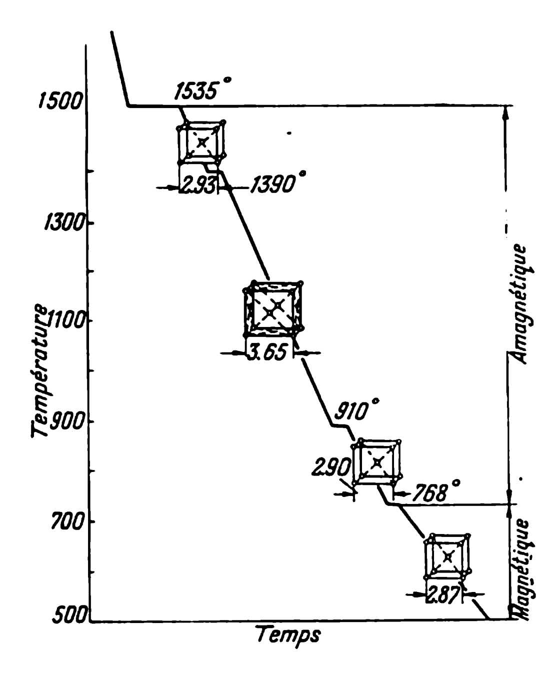


Fig. 37. Courbe de refroidissement du fer pur

térise la transformation du fer delta dans une nouvelle variété allotropique, le fer gamma ; son réseau cristallin cubique à faces centrées a un paramètre $a=3,65$ Å. Ensuite, à la température de 910° la courbe forme un troisième palier horizontal (point A_{r_3}). Il indique le passage du fer gamma en fer bêta ; le paramètre de son réseau cubique centré est $a=2,90$ Å. Le dernier, le quatrième palier de la courbe de refroidissement, est observé à 768° (point A_{r_2}). Il correspond à la transformation du fer bêta en fer alpha. Le fer alpha a le même réseau cristallin que le fer bêta (cubique centré), mais son paramètre est $a=2,87$ Å. La chaleur dégagée lors du passage du fer bêta en fer alpha est due non pas à la reconstruction du réseau cristallin mais aux modifications internes qui conditionnent l'apparition dans le fer alpha des propriétés magnétiques nettement exprimées.

Auparavant on considérait que ce phénomène était dû aux transformations allotropiques, et c'est pourquoi le fer amagnétique dans l'intervalle entre 768 et 910° était considéré comme du fer bêta. Plus tard on a établi que lors de la transformation alpha→bêta, le réseau cristallin ne change pas, et c'est pourquoi le fer bêta doit être considéré comme l'état amagnétique de la variété alpha.

Le fer delta qui existe entre 1535 et 1390° a un réseau cubique centré, c'est-à-dire le même que celui du fer alpha ; donc, en réalité on a deux variétés allotropiques du fer, le fer alpha, qui se forme à basse température, et le fer gamma, qui se forme à température élevée.

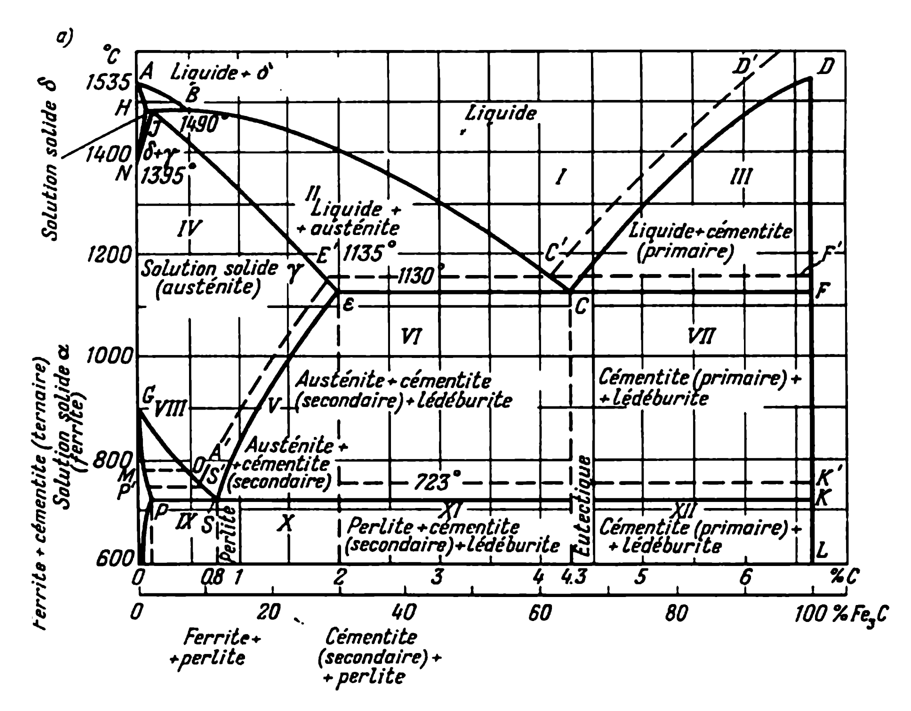
§ 2. Diagramme fer-carbone

Les alliages de fer employés en technique (acier et fonte) ont à leur base le système binaire fer-carbone.

La fig. 38,*a* représente le diagramme fer-carbone exécuté dans les coordonnées température-concentration. C'est le résultat des travaux de plusieurs chercheurs dont l'initiative appartient à D. Tchernov qui a découvert en 1868 les points de transformation de l'acier. En haut, à gauche du diagramme, on marque le fer pur, à droite, la cémentite ou le carbure de fer (Fe_3C) dont la teneur en carbone est de 6,67%. La *cémentite* est une combinaison chimique du fer et du carbone qui se forme dans l'alliage fer-carbone fondu lors de son refroidissement rapide à partir des températures élevées. Les composants de structure qui se forment dans l'alliage solidifié sont insuffisamment stables (métastables), car ils n'atteignent pas l'équilibre de phase. Si le refroidissement est lent, l'alliage fer-carbone fondu peut dégager du graphite libre, c'est-à-dire du carbone chimiquement pur. Les composants de structure formés alors au sein de l'alliage solidifié sont plus stables, car ils atteignent l'équilibre de phase.

C'est pourquoi le diagramme fer-carbone comporte deux variantes :

1) métastable, pour le système fer-cémentite (en trait plein) ;
2) stable, pour le système fer-graphite (en pointillé).



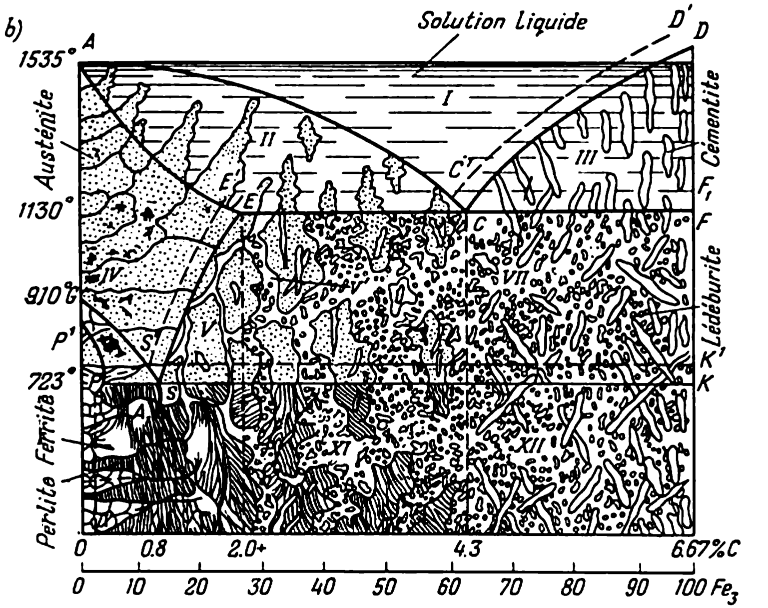


Fig. 38. Diagramme fer-carbone

a — comportant les lignes et les domaines; *b* — schéma des microstructures de divers domaines

Examinons d'abord la variante métastable (en trait plein) selon laquelle se forment les structures à équilibre insuffisant des phases solidifiées.

Partie supérieure du diagramme. La cristallisation de l'alliage fer-carbone fondu s'amorce selon la ligne *ABCD* (liquidus) ; au-dessus de cette ligne (domaine *I*), l'alliage se trouve à l'état liquide et forme un système homogène. La ligne *AB* marque la formation des cristaux d'une solution solide de carbone dans le fer δ, dont la composition est déterminée par la ligne *AH*. Le point *H* indique la limite de solubilité du carbone (0,1%) dans le fer δ à la température de 1490°. La ligne *HIB* délimite le déroulement, à la température constante de 1490°, de la réaction chimique entre les cristaux de fer δ saturés en carbone (point *H*) et le liquide à teneur en carbone de 0,5% (point *B*). Cette réaction aboutit à la formation des cristaux d'une substance nouvelle, l'austénite, qui est une solution solide de carbone dans le fer γ.

L'*austénite* a un réseau cubique à faces centrées ; sa teneur en carbone est de 0,18% (point *I*). La solubilité maximum du carbone dans l'austénite est de 2% à 1130°. Elle est indiquée par le point *E*. L'austénite est douce, amagnétique, sa dureté Brinell $HB=170-200$.

La ligne *BC* marque le début du dégagement à partir du métal fondu des cristaux d'austénite d'une teneur en carbone qui varie de 0,18 à 2%.

La ligne *HIEC* (solidus) indique la fin de cristallisation de ces alliages. Sa partie *HIE* annonce la fin de solidification des alliages d'une teneur en carbone de 0,18 à 2%. La solidification des alliages fer-carbone fondus d'une teneur en carbone de 2 à 4,3% se termine définitivement selon la ligne *EC*. Cette ligne marque la cristallisation des dernières portions de la phase liquide qui s'est enrichie en carbone jusqu'à 4,3%. La solidification définitive du liquide a lieu à 1130° ; il se décompose simultanément en cristaux d'austénite à 2% C (point *E*), et de cémentite à 6,67% C (point *F*). Ces cristaux d'austénite et de cémentite forment un eutectique appelé *lédéburite* (point *C*). Ainsi, au-dessous de la ligne *EC*, l'alliage solidifié est composé d'austénite et de lédéburite.

L'eutectique dont la composition correspond au point *C* (4,3% de carbone) se cristallise à la température constante de 1130° et une fois solidifié ne forme que de la lédéburite.

La lédéburite se distingue par sa dureté élevée ($HB=700$) et sa fragilité. Entre 1130 et 723° la lédéburite est formée d'un agrégat de grains ou de lamelles d'austénite et de cémentite, alors qu'au-dessous de 723°, elle est composée de grains ou de lamelles de cémentite et des produits d'une décomposition ultérieure d'austénite.

La cristallisation des alliages d'une teneur en carbone entre 4,3 et 6,67% s'amorce selon la ligne *CD* et s'effectue avec dégagement à partir du métal liquide de la cémentite primaire (Fe_3C). La cémentite est très dure et très fragile, sa dureté Brinell est environ 800. Elle est

faiblement magnétique ; c'est un mauvais conducteur d'électricité et de chaleur.

La précipitation de la cémentite d'une teneur de 6,67 % C à partir du métal liquide appauvrit la phase liquide en carbone. La part de la phase liquide diminue. En atteignant la ligne *CF*, la solution liquide résiduelle forme un eutectique (4,3 % C) et se solidifie à la température constante de 1130°. Par suite de la marche de cristallisation décrite, l'alliage définitivement solidifié au-dessous de la ligne *CF* sera composé de la cémentite primaire et de la lédéburite.

Entre le liquidus *ABCD* et le solidus *AHIECF* (domaines *II* et *III*), les alliages fer-carbone sont composés de deux phases, liquide et solide ; la part de la phase solide augmente à mesure que baisse la température. Pour les alliages au carbone inférieur à 4,3% (hypoeutectiques), la composition de la phase solide change selon la ligne *AHIE*, alors que celle de la phase liquide se fait selon la ligne *ABC*. C'est pourquoi les alliages qui se situent entre le liquidus et le solidus sont formés de cristaux d'austénite et de la phase liquide (domaine *II*).

La composition de la phase liquide des alliages d'une teneur en carbone de 4,3 à 6,67% (hypereutectiques) change avec le refroidissement selon la ligne *DC*, alors que leur phase solide a la même composition que la cémentite. Entre le liquidus et le solidus, l'alliage est composé des cristaux de la cémentite primaire et de la phase liquide (domaine *III*).

Aux températures inférieures au solidus *AHIECF* les alliages solidifiés sont le siège des modifications de leur structure conditionnées par la recristallisation à l'état solide (cristallisation secondaire).

Partie inférieure du diagramme. Examinons les transformations qui se déroulent dans les alliages solidifiés au-dessous du solidus *AHIECF*. Elles sont conditionnées par les circonstances suivantes :

1) la baisse de la température provoque les transformations du fer ($\gamma \rightarrow \alpha$) ;

2) l'abaissement de la température réduit sensiblement la solubilité du carbone dans le fer γ et α.

Au-dessous du solidus (ligne *AHIE*) mais au-dessus de la ligne *GOSE* les alliages hypoeutectiques fer-carbone d'une teneur en carbone inférieure à 2% sont composés seulement d'austénite.

Le refroidissement au-dessous de la ligne *GOS* des alliages au carbone inférieur à 0,8% provoque la décomposition de l'austénite avec formation de la ferrite.

La *ferrite* est une solution solide du type interstitiel du carbone dans le fer α. A la température ordinaire, la ferrite contient 0,006% C. Sa teneur maximum en carbone (0,05%) peut être assurée à 723° (point *P*). Outre le carbone, la ferrite dissout une certaine quantité de silicium, de manganèse, de phosphore. Son réseau cubique centré est le même que celui du fer α pur. Comme la ferrite qui se dégage lors du refroidissement de l'austénite suivant la ligne *GOS* contient tout

au plus 0,05% de carbone, l'austénite résiduelle s'enrichit quelque peu en carbone, modifie sa composition suivant la ligne *GOS* pour former à 723° le point *S*.

Le point *S* est celui où l'austénite d'une teneur en carbone de 0,8% à 723° se décompose simultanément en ferrite et cémentite qui forment un eutectique, la *perlite*.

Sous le microscope la *perlite* se présente comme un mélange intime de lamelles très minces ou de grains de cémentite et de ferrite ; elle peut être lamellaire ou globulaire. Dans la perlite lamellaire, la cémentite, répartie dans la ferrite, a une forme de lamelles. Dans la globulaire, la cémentite a une forme sphérique et se trouve répartie dans une ferrite sous forme de grains isolés.

Les propriétés mécaniques de la perlite dépendent de la finesse des particules de la cémentite (R = jusqu'à 82 kg/mm² ; A = jusqu'à 15 % ; HB = jusqu'à 160).

Si un alliage a une teneur de 0,8 % C (point *S*), il porte le nom d'*eutectoïde*. Quand il se refroidit au-dessous de 723°, toute son austénite se transforme en perlite. Les alliages à gauche du point *S* s'appellent *hypoeutectoïdes*, ceux à droite du point *S* d'une teneur jusqu'à 2% C, hypereutectoïdes.

Quand les alliages hypereutectoïdes se refroidissent au-dessous de la ligne *SE*, leur austénite en se décomposant dégage la cémentite *secondaire* que l'on désigne sous ce nom pour la distinguer de la cémentite primaire, précipitée à partir du métal fondu suivant la ligne *CD*. La teneur en carbone de la cémentite secondaire est de 6,67 % ; en se dégageant elle modifie la concentration de carbone dans l'austénite résiduelle selon la ligne *SE* jusqu'à ce que sa teneur atteigne à 723° la valeur du point *S* (0,8% C). Au-dessous de cette ligne l'austénite se transforme de nouveau en perlite.

Ainsi, aux températures supérieures à la ligne *GOS*, les alliages hypoeutectoïdes (jusqu'à 0,8 % C), c'est-à-dire ceux du domaine *IV*, sont formés seulement de l'austénite. Au-dessous de la ligne *GOS*, mais au-dessus de la ligne *PSK*, c'est-à-dire dans le domaine *VIII*, l'alliage est composé d'austénite et de ferrite. Les alliages hypereutectoïdes (de 0,8 à 2 % C) qui se situent entre la ligne *ES*, qui marque la solubilité du carbone dans le fer γ, et la ligne *PSK*, c'est-à-dire dans le domaine *V*, sont formés par l'austénite et la cémentite secondaire. Au-dessous de la ligne *PSK*, les alliages d'une teneur en carbone inférieure à 0,8 % sont composés de perlite et de ferrite (domaine *IX*), alors que les alliages à 0,8—2 % C (domaine *X*), de cémentite secondaire et de perlite. Les alliages à teneur en carbone de 2 à 4 % situés au-dessus de la ligne *PSK* mais au-dessous de *EC*, dans le domaine *VI*, sont composés d'austénite, de cémentite secondaire et de lédéburite.

Au-dessous de la ligne *PSK*, ces mêmes alliages (domaine *XI*) sont le siège de la décomposition des grains d'austénite en perlite, et l'alliage acquiert la structure de perlite, de cémentite secondaire et de

lédéburite. Au-dessous de la ligne PSK, la structure des alliages, dont la composition correspond à l'eutectique (point C), est seulement celle de la lédéburite. Au-dessous de la ligne CF mais au-dessus de la ligne PSK, c'est-à-dire dans le domaine VII, les alliages d'une teneur de 4,3 à 6,67 % C sont composés de cémentite primaire et de lédéburite. Au-dessous de la ligne PSK (domaine XII), les alliages gardent leur structure.

Dans la partie inférieure gauche du diagramme, la ligne PQ indique la diminution avec la baisse de la température de la solubilité du carbone dans le fer α (ferrite). La ligne PQ marque la formation de la cémentite tertiaire ; donc les alliages qui se trouvent entre les points P et Q sont composés de ferrite et de cémentite tertiaire. Les alliages qui se situent à l'intérieur du domaine QPG sont composés seulement de ferrite.

La fig. 38, *b* représente le diagramme fer-carbone simplifié qui montre la structure des alliages dans les divers domaines.

§ 3. Structure micrographique des alliages fer-carbone

Le diagramme fer-carbone permet de rattacher l'étude de la structure des aciers et des fontes à celle de leur composition chimique et des conditions de leur refroidissement. La fig. 39 représente les micrographies des échantillons d'acier à différentes teneurs en carbone refroidis lentement. L'acier à faible teneur en carbone (0,02%) est composé seulement de ferrite (fig. 39,*a*) ; la surface attaquée d'un échantillon poli présente sous le microscope des grains clairs de forme et de grandeurs différentes. Les dimensions et la forme des grains dépendent du procédé et de l'échelle de la déformation de l'acier subie lors du laminage ou du forgeage.

Avec l'augmentation de la teneur en carbone on voit apparaître sur les micrographies des échantillons des aciers hypoeutectoïdes un nouveau composant de structure, la perlite. Dans les aciers à bas carbone, la perlite est observée sous forme de petites inclusions sombres réparties entre les grains clairs de ferrite (fig. 39,*b*). Quand la concentration de carbone dans l'acier augmente, la quantité de perlite augmente proportionnellement (fig. 39,*c*, *d*, *e*) ; quand la teneur en carbone atteint 0,8%, la perlite se répand sur toute la surface du champ visuel du microscope (fig. 39, *f*). Ordinairement, la structure de la perlite est lamellaire ou globulaire (fig. 39,*g*). Si le grossissement du microscope est faible (jusqu'à 100 fois), la perlite lamellaire a l'aspect de bandes ou aiguilles claires et sombres ; dans le second cas la perlite globulaire est caractérisée par une répartition régulière de la cémentite dans la ferrite sous forme de globules ou de points.

La perlite globulaire peut être obtenue à partir de la perlite laminaire par le maintien prolongé de cette dernière à 700°. Dans les aciers hypereutectoïdes d'une teneur en carbone supérieure à 0,8%, sur

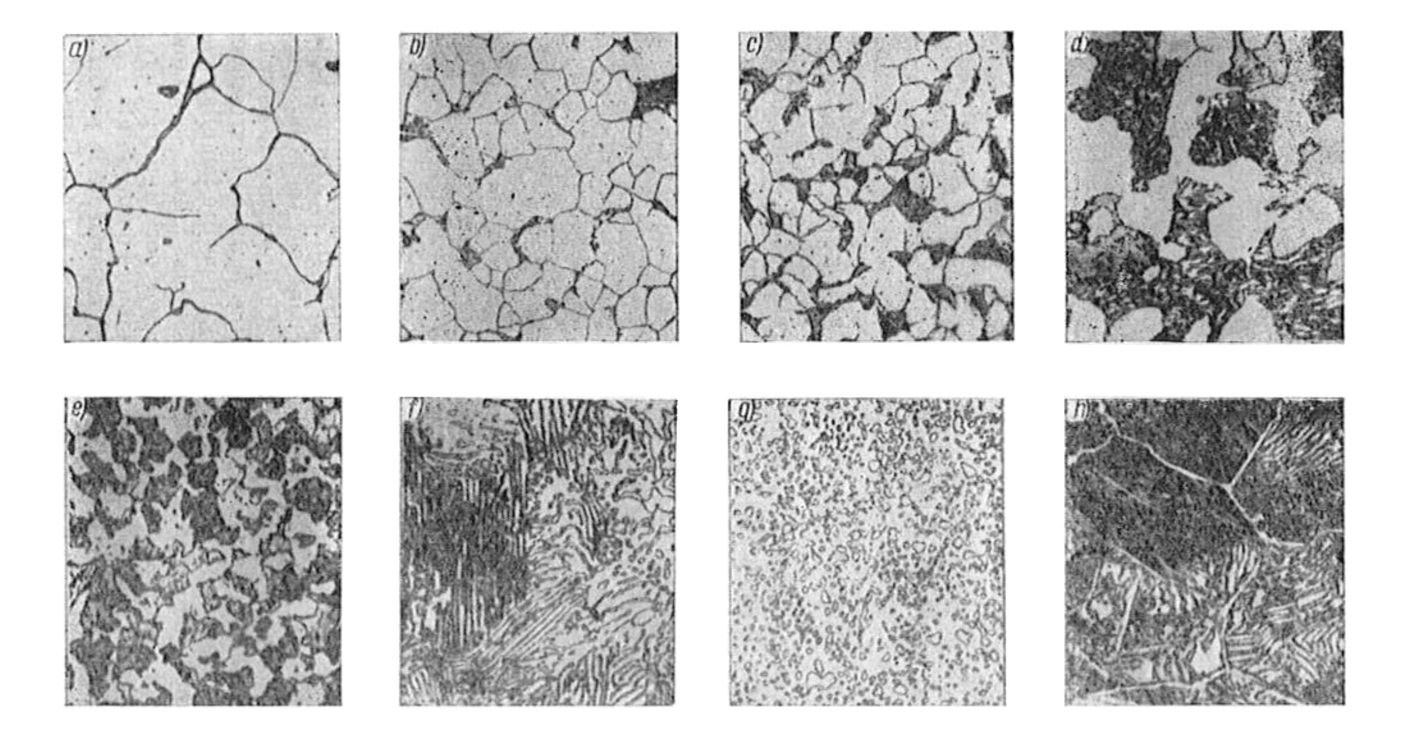


Fig. 39. Microstructures d'acier à diverses teneurs en carbone

fond de perlite apparaît une phase nouvelle, la cémentite secondaire, observée le plus souvent sous forme de réseau clair entre les grains de la perlite (fig. 39,*h*).

Dans un acier hypereutectoïde la quantité de la cémentite s'élève avec l'augmentation de la teneur en carbone. Lorsqu'elle atteint 2%, la cémentite occupe près de 18% du champ visuel du microscope, mais même à cette teneur maximum, la cémentite secondaire garde la forme d'un réseau et ne constitue pas de grains isolés.

La structure micrographique des alliages fer-carbone d'une teneur en carbone supérieure à 2%, c'est-à-dire des fontes, dépend non seulement de leur composition, mais aussi de la vitesse de refroidissement pendant le passage de l'état liquide à l'état solide.

Pendant le refroidissement rapide d'une fonte liquide, le carbone peut se dégager sous forme de cémentite qui se répartit sous forme d'inclusions séparées dans la masse du métal.

Lorsque tout le carbone de l'alliage se trouve sous forme de cémentite, c'est-à-dire quand le carbone est combiné, un tel alliage s'appelle *fonte blanche*.

Les fontes blanches sont très fragiles et très dures, ne se prêtent pas à l'usinage et sont ordinairement utilisées pour l'affinage des aciers ou dans la fabrication des fontes malléables. La fig. 40 représente les types principaux des microstructures des fontes blanches d'une teneur en carbone différente. Toutes les micrographies mettent en relief la cémentite, composant blanc de la structure, dont la teneur est proportionnelle à la concentration du carbone.

Dans les fontes hypoeutectiques (fig. 40,*a* et *b*), la cémentite est répartie entre les grains plus sombres ; c'est la forme de l'austénite précipitée à partir du métal liquide pendant la solidification. Comme l'austénite peut exister seulement aux températures élevées (au-dessus de la ligne *PSK*, 723°), les grains sombres des échantillons de fonte blanche examinés au microscope à la température ordinaire sont des grains de perlite (mélange intime de ferrite et de cémentite qui est le produit de la décomposition de l'austénite). Pourtant, dans la fonte blanche solidifiée, ce produit de la décomposition se trouve justement là où se trouvait auparavant l'austénite. Sa forme correspond aussi à celle du dépôt primaire de l'austénite. C'est pourquoi la microstructure des fontes blanches à la température ordinaire est la même qu'elle était à la température élevée (entre les lignes *ECF* et *PSK*), lorsque les fontes étaient formées d'une solution solide non décomposée de carbone dans le fer γ (austénite) et de cémentite.

C'est la microstructure de la fonte blanche eutectique à 4,3% de carbone qui est la plus intéressante (fig. 40,*c*). Tout le champ visuel du microscope est occupé par la lédéburite où les composants sombres sont les produits de la décomposition de l'austénite (perlite), alors que les composants clairs, la cémentite. Etant le composé eutectique de l'austénite et de la cémentite primaire, la lédéburite s'est formée à 1130°, pendant la solidification de la fonte liquide. La décomposition

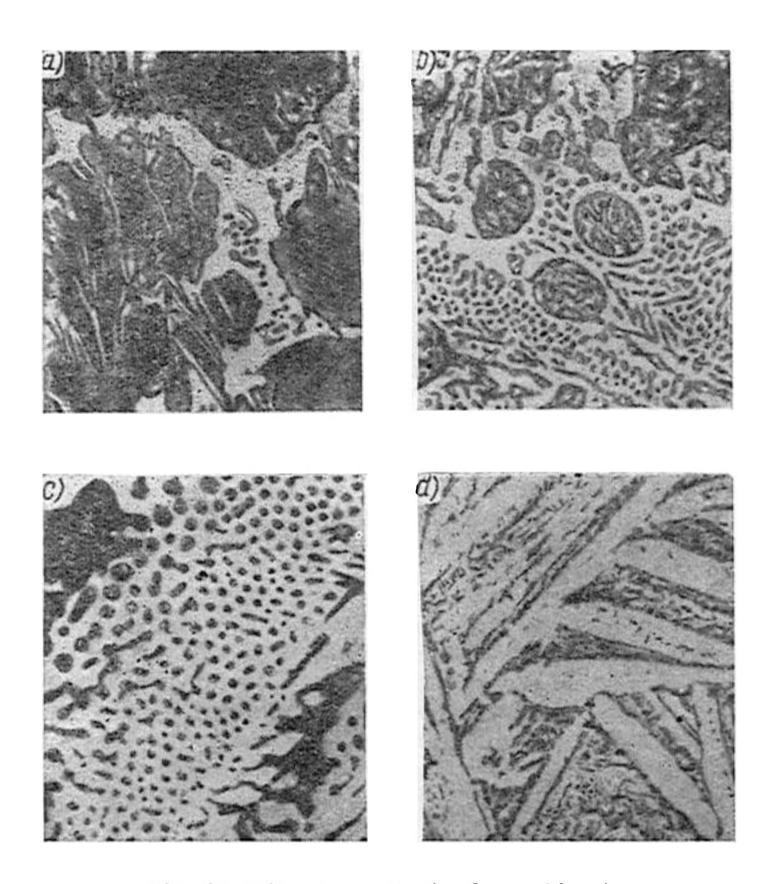


Fig. 40. Microstructures des fontes blanches

de l'austénite s'est effectuée plus tard, pendant le refroidissement de la fonte au-dessous de la ligne *ECF*. Il convient de noter que les fontes hypoeutectiques gardent aussi de la lédéburite qui est précipitée entre les grains d'austénite.

La lédéburite fait aussi partie de la structure des fontes hypereutectiques, mais ici elle est répartie entre les aiguilles claires de la cémentite primaire, précipitée à partir de la fonte fondue pendant sa solidification (fig. 40,*d*).

Lors d'un refroidissement lent de la fonte liquide, le carbone dissous peut former des dépôts en forme de graphite. Ce dernier est réparti au sein du métal sous forme d'inclusions isolées et donne à la cassure une couleur grise. C'est la raison pour laquelle les fontes de ce type s'appellent *grises* ou graphitiques. Le graphite qui se dégage dans les fontes grises peut avoir la forme de veines très fines ou lamelles, de particules sphéroïdales ou de petits flocons. Il diminue la résistance du métal en général, et en particulier la résilience.

En réglant les dimensions des inclusions graphitiques, en assurant leur granulation et une meilleure répartition dans la masse du métal, on peut améliorer sensiblement les propriétés mécaniques de la fonte grise.

Pour régler la graphitisation on recourt à la modification de la vitesse du refroidissement de la fonte et à l'alliage de sa matrice. Il est établi que divers éléments introduits artificiellement pendant la fusion exercent une action différente sur la masse métallique fondamentale et le degré de graphitisation de la fonte. Ainsi, le silicium contribue à la déposition du carbone et améliore les propriétés de fonderie de la fonte en diminuant sa dureté. La teneur courante en silicium des fontes grises est de 0,8 à 4,5%. Par contre, le manganèse entrave la déposition du carbone sous forme de graphite et contribue au mazage de la fonte. Jusqu'à 1,2% le manganèse est utile dans la fonte, car il augmente sa résistance et sa dureté, neutralise partiellement le soufre en le faisant passer dans le laitier sous forme de sulfure de manganèse (MnS) insoluble dans le métal. Une teneur plus élevée rend la fonte fragile. Le phosphore augmente sa fluidité, et c'est pourquoi on l'admet jusqu'à 0,4 %. La teneur en phosphore des fontes destinées à la coulée de pièces de fonderie de grande importance ne doit pas être supérieure à 0,15%, car il augmente la fragilité du métal.

Le soufre est une impureté très néfaste ; il ralentit le dégagement du graphite, augmente le retrait et la fragilité, diminue la coulabilité. Une teneur en soufre supérieure à 0,1% est inadmissible.

Les microstructures des fontes grises de diverses compositions sont représentées sur la fig. 41.

Selon la forme du carbone et la nature de la matrice on distingue les types suivants des fontes grises :

1) fonte *ferritique*, où tout le carbone est libre sous forme de graphite. Sa structure est la suivante : ferrite (grains clairs) + graphite (lamelles sombres) (fig. 41, *a*) ;

2) fonte *ferrito-perlitique*, où une partie de carbone est combinée (en forme de Fe_3C) et fait partie de la perlite (jusqu'à 0,8%). Sa structure est la suivante : perlite lamellaire + ferrite (grains clairs) + graphite (lamelles noires) (fig. 41, *b*) ;

3) fonte *perlitique*, d'une teneur en carbone de 0,8% sous forme de Fe_3C. Sa structure est la suivante : perlite lamellaire + graphite (lamelles noires) (fig. 41,*c*) ;

4) fonte *perlito-cémentitique* (truitée), où les couches extérieures ont une structure de fonte blanche, alors que le noyau, une structure de fonte grise (fig. 41, *d*). La structure de la fonte truitée est la suivante : perlite (globulaire ou lamellaire) + cémentite (aiguilles claires et lamelles) + graphite (lamelles noires).

Les fontes grises avec une matrice à structure perlitique et un graphite punctiforme régulièrement réparti sont les plus résistantes et s'appellent *fontes de qualité*.

Fig. 41. Microstructures des fontes grises

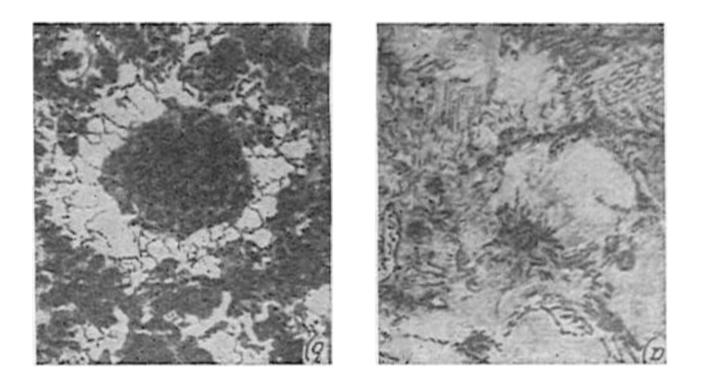


Fig. 42. Microstructures de la fonte à haute résistance

Ces derniers temps on a mis au point un procédé de fabrication d'une fonte résistante dont la charge de rupture s'élève à 70 kg/mm², l'allongement à 10% et la dureté Brinell à 269.

Pour obtenir une fonte de qualité, on introduit dans le métal liquide d'une certaine composition un peu d'additions spéciales ; l'opération est exécutée lors de la coulée dans le canal ou dans la poche de coulée. Ces additions portent le nom d'*inoculants* ; elles règlent la structure de la matrice métallique (la rendent perlitique) et augmentent la résistance sans modifier sensiblement la composition chimique. Dans la fonderie on emploie le plus souvent comme inoculants du magnésium ou du ferrosilicium (alliage du fer avec du silicium); leur part constitue 0,1 à 0,6% du poids du métal.

La fig. 42, *a* représente une fonte résistante avant l'inoculation ; on peut y distinguer la structure ferrito-perlitique du métal. La fig. 42, *b* représente la même fonte après l'inoculation par magnésium et ferrosilicium. Il se forme dans la fonte du graphite sphéroïdal, alors que la cémentite se décompose.

Il convient d'indiquer encore un procédé de graphitisation de la fonte. Si on soumet une fonte blanche à un recuit prolongé à la température de 900 à 1000°, c'est-à-dire bien au-dessus de la ligne *PSK*, mais au-dessous de la ligne *ECF*, le carbone combiné prend la forme du carbone de recuit. Un recuit prolongé modifie la structure de la fonte blanche et ses propriétés mécaniques. La fonte blanche obtenue de cette façon porte le nom de fonte *malléable*.

La fonte malléable se distingue de la fonte grise par la formation de nodules de graphite punctiforme ou globulaire qui sont isolés l'un de l'autre au sein de la masse métallique. La matrice d'une fonte malléable est identique, du point de vue de sa structure, à celle de la fonte grise, c'est-à-dire elle peut être ferritique ou perlitique ; c'est pourquoi les fontes malléables peuvent être de deux types :

1) perlitiques, à structure formée de perlite et de carbone de recuit (fig. 43, *a*) ; la perlite peut être lamellaire ou granulaire ;

2) ferritique, à structure formée de ferrite et de carbone de recuit (fig. 43, *b*).

§ 4. Transformations de l'acier pendant son échauffement et son refroidissement

Transformations de l'acier pendant son échauffement. Aux températures ordinaires, la structure des alliages fer-carbone dépend de leur composition chimique et de la vitesse de refroidissement au-dessous des lignes *GOSECF* et *PSK* du diagramme fer-carbone (voir fig. 38).

Les aciers hypoeutectoïdes refroidis lentement acquièrent une structure ferritique et perlitique ; les aciers eutectoïdes, seulement perlitique, et les aciers hypereutectoïdes, perlitique et cémentitique secondaire. Si on soumet un de ces aciers au chauffage, il subira des transformations structurales.

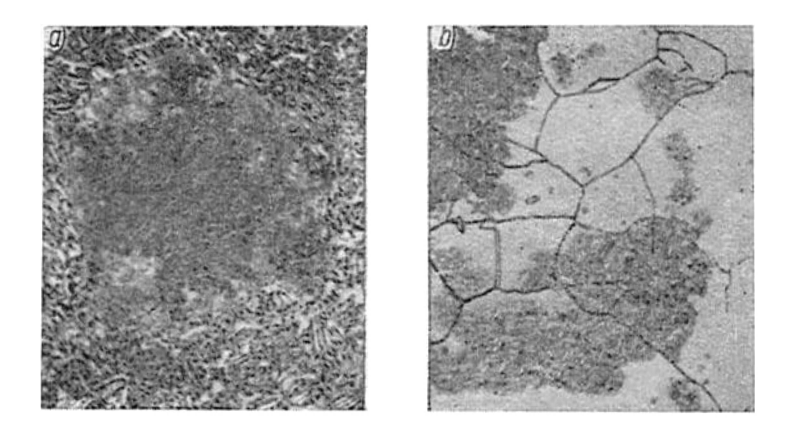


Fig. 43. Microstructures de la fonte malléable

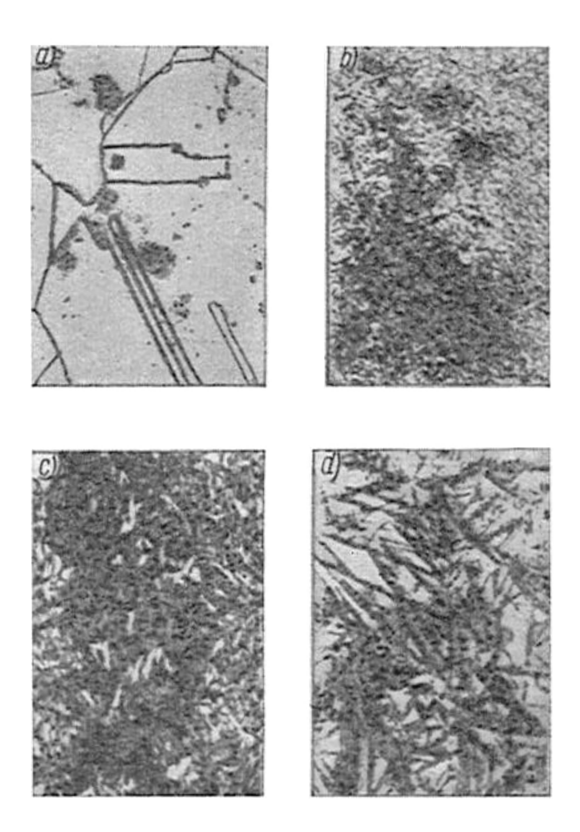


Fig. 44. Composants structuraux de l'acier
a — austénite; *b* — sorbite; *c* — troostite; *d* — martensite

Les points thermiques au niveau desquels se déroulent les transformations structurales des aciers à l'état solide s'appellent ordinairement *points de transformation* : ils sont désignés par la lettre A avec les lettres juxtalinéaires c pour le chauffage et r pour le refroidissement. Les points de transformation qui conditionnent les modifications que subissent les aciers selon la ligne PSK sont désignés respectivement par A_{c_1} et A_{r_1} ; ceux de la ligne MO, par A_{c_2} et A_{r_2} ; ceux de la ligne GOS, par A_{c_3} et A_{r_3} et ceux de la ligne SE, par A_{c_m}.

Examinons les transformations qui peuvent avoir lieu pendant le chauffage d'un acier depuis la température ordinaire jusqu'au domaine des températures disposé au-dessus de ses points de transformation.

Le diagramme fer-carbone montre que lors du chauffage d'un acier hypoeutectique jusqu'au domaine thermique entre les points de transformation A_{c_1} et A_{c_3}, la perlite commence à se transformer en austénite ; l'acier est alors formé de ferrite et d'austénite. En poussant l'échauffement au-dessus du point supérieur A_{c_3}, toute la perlite se dissout dans l'austénite, et le métal acquiert une structure purement austénitique (fig. 44, *a*).

Lorsque l'échauffement de l'acier eutectoïde à 0,8% C est poussé jusqu'à 723°, il est composé de perlite. Le point A_{c_1} (723°) marque la transformation de toute la perlite en austénite.

Si l'on échauffe des aciers hypereutectoïdes d'une teneur en carbone de 0,8 à 2% jusqu'à 723° (A_{c_1}) leur structure est formée de perlite et de cémentite secondaire. Quand on pousse le chauffage au-dessus de A_{c_1}, la perlite commence à se transformer en austénite ; donc entre les points A_{c_1} et A_{c_m}, la structure des aciers hypereutectoïdes sera composée d'austénite et de cémentite secondaire.

Lors du chauffage des aciers hypereutectoïdes au-dessus des points A_{c_m}, la cémentite excédentaire se dissout complètement dans l'austénite ; le métal acquiert alors une structure purement austénitique. Lors du traitement thermique des aciers hypereutectoïdes, ordinairement on ne les chauffe pas au-dessus des points A_{c_m}, c'est-à-dire au-dessus de la ligne SE, car il est avantageux de garder dans la structure du métal la cémentite qui a une dureté élevée. C'est pourquoi pour assurer aux aciers hypereutectoïdes une structure austénitique, on chauffe les aciers à des températures de 20 à 30° supérieures au point A_{c_1}, c'est-à-dire se trouvant de 20 à 30° au-dessus de la ligne PSK. Dans ce même but les aciers hypoeutectoïdes sont chauffés à des températures de 20 à 30° au-dessus des points A_{c_3}, c'est-à-dire de 20 à 30° au-dessus de la ligne GOS.

Transformations de l'acier pendant son refroidissement. Examinons les transformations structurales que subissent les aciers de diverses compositions lorsqu'on les refroidit à des vitesses différentes.

Si, après avoir obtenu de l'austénite, on poursuit le refroidissement à un rythme ralenti, au-dessous de la ligne PSK l'austénite se décomposera en formant un agrégat de ferrite et de cémentite (perlite).

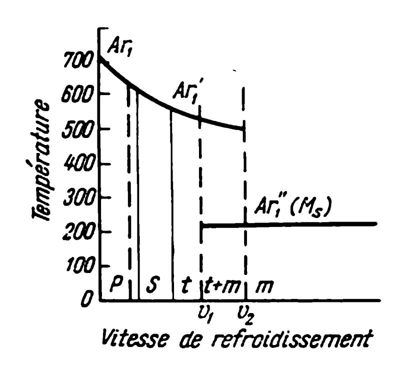


Fig. 45. Action exercée par la vitesse de refroidissement d'un acier eutectique sur la position du point de transformation A_{r_1}

En augmentant la vitesse de refroidissement, ce qui revient à augmenter la surfusion de l'austénite par rapport à la ligne *PSK*, on forme une structure fine de perlite dispersée qui porte aussi le nom de *sorbite* de trempe (fig. 44,*b*).

Si on refroidit l'acier encore plus vite, on voit apparaître une structure encore plus fine, qui est le produit de la décomposition de l'austénite, et qui s'appelle *troostite* de trempe (fig. 44,*c*).

Comme la cémentite de la sorbite et de la troostite est finement dispersée, leur dureté est encore plus élevée que celle de la perlite (perlite: *HB*180 ; sorbite : *HB*350 ; troostite : *HB*450).

La troostite et la sorbite sont des mélanges de ferrite et de cémentite, mais, à la différence de la perlite, leur composition chimique est variable et leur structure dispersée est plus fine. En observant la sorbite au microscope grossissant plus de 1000 fois on peut encore distinguer une fine structure dispersée formée de deux phases. Quant à la troostite qui se prête facilement à l'attaque, elle a sous le microscope l'aspect d'une masse sombre et unie. Les duretés élevées de la sorbite et de la troostite s'expliquent par leur fine structure dispersée.

Le refroidissement de l'acier depuis des températures élevées peut être si rapide que l'austénite n'aura pas le temps de se décomposer jusqu'à la troostite ou la sorbite. Alors l'austénite reçoit une nouvelle structure aciculaire qui porte le nom de *martensite* (fig. 44,*d*).

La martensite est une solution solide sursaturée de carbone dans le fer α. La teneur en carbone est la même que celle de l'austénite. La martensite possède des propriétés magnétiques, elle est très dure et très fragile. Sa dureté élevée (*HB*650 à 750) s'explique par la distorsion du réseau cristallin du fer α conditionnée par l'introduction dans le réseau des atomes de carbone.

Avec formation de martensite, le volume de l'acier augmente d'environ 3%. Ce phénomène fait naître des tensions internes dues au refroidissement rapide de l'acier (trempe).

En réglant la vitesse de refroidissement ou, ce qui revient au même, le niveau de surfusion de l'austénite, on peut obtenir plusieurs structures intermédiaires entre l'austénite et la perlite, produit définitif de sa décomposition.

La fig. 45 représente l'action exercée par la vitesse de refroidissement d'un acier à carbone eutectoïde sur la position du point de transformation A_{r_1}.

Pendant un refroidissement lent, la décomposition de l'austénite

se déroule à une température d'environ 723° avec formation de perlite au point A_{r_1}.

L'augmentation de la vitesse de refroidissement provoque la surfusion de l'austénite ; il en résulte que sa décomposition se fait dans un certain intervalle de températures avec formation de structures intermédiaires, sorbite et troostite. Lors du refroidissement rapide, le point de transformation A_{r_1} baisse jusqu'à ce qu'il occupe sur le diagramme la position du point A'_{r_1}. Pendant un refroidissement à la vitesse v_1 un deuxième point A''_{r_1} ou M_s apparaît sur le diagramme qui marque le début du passage de l'austénite en martensite. Ainsi, le refroidissement de l'acier à la vitesse v_1 aboutit à une apparition simultanée de la troostite et de la martensite, bien qu'il reste encore de l'austénite résiduelle. Les points A'_{r_1} et A''_{r_1} existent jusqu'à la vitesse de refroidissement v_2. Si la vitesse augmente, le point A'_{r_1} disparaît, et l'austénite se transforme seulement en martensite.

La vitesse minimum de refroidissement v_2 à laquelle l'austénite se transforme seulement en martensite porte le nom de *vitesse critique inférieure lors de la trempe*.

§ 5. Transformation isotherme de l'austénite

La transformation de l'austénite peut se produire avec refroidissement continu de l'acier bien au-dessous du point A_{r_1}, ou en le maintenant à une température constante quelque peu inférieure au point A_{r_1} (transformation isotherme de l'austénite).

L'étude de la décomposition isotherme de l'austénite trempée, c'est-à-dire sa transformation à une température constante, donne une meilleure idée de la cinétique de réédification de la structure d'une solution solide de carbone dans le fer γ.

La transformation isotherme de l'austénite a été l'objet d'une étude expérimentale très poussée, au cours de laquelle des échantillons d'acier étaient chauffés au-dessus des points A_{c_3}, puis, pour obtenir l'austénite, refroidis rapidement jusqu'à 700, 600, 400° et maintenus à ces températures pendant des périodes différentes.

A des températures constantes, la transformation de l'austénite ne s'amorce pas immédiatement, mais seulement après un certain intervalle de temps. Cet intervalle s'appelle la période d'incubation; sa fin marque le début de décomposition de l'austénite. La fig. 46 représente le diagramme de la transformation isotherme de l'austénite d'un acier eutectoïde (0,8% de C). En abscisses on porte le temps en secondes à l'échelle logarithmique, en ordonnées, la température en degrés à l'échelle ordinaire.

Comme on voit sur la fig. 46, l'acier à 700° garde, pendant un certain temps, une structure austénitique. Puis, quand la température atteint le point a_s, l'austénite commence à se décomposer pendant un certain temps jusqu'au point a_f. A la température de 600°, le début de transformation de l'austénite se trouve au point b_s, et la fin, au

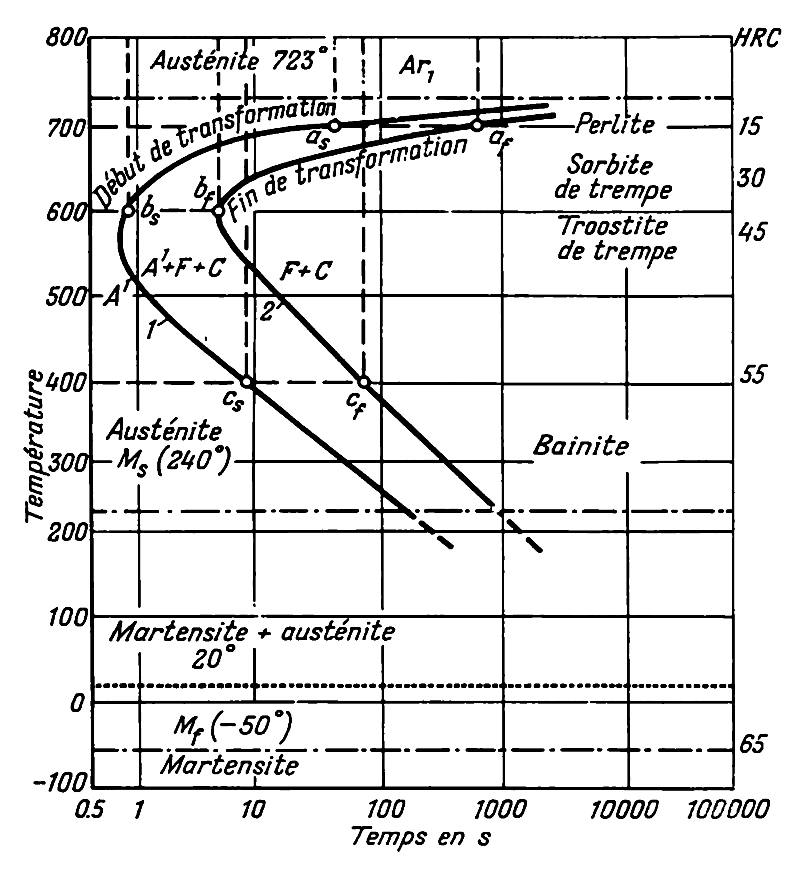


Fig. 46. Diagramme de la transformation isotherme de l'austénite de l'acier à carbone eutectique

point b_f. A 400°, ces mêmes phénomènes s'effectuent respectivement aux points c_s et c_f. En rattachant tous les points du début et de la fin du phénomène, on peut tracer les courbes *1* et *2*. La courbe *1* illustre les conditions dans lesquelles commence la décomposition de l'austénite, la courbe *2* indique celles de la fin de décomposition. Au-dessus du pointillé A_{r_1}, l'austénite est stable. Le domaine à gauche de la courbe *1* correspond à l'austénite trempée qui est désignée par la lettre A' ; le domaine à droite de la courbe *2* correspond à la transformation totale de l'austénite ; le domaine entre les courbes *1* et *2* établit les conditions d'une décomposition partielle de l'austénite en ferrite et cémentite.

Le point du début de transformation de l'austénite en martensite est désigné par la lettre M_s (voir fig. 46). Pour un acier eutectoïde, ce début se situe à 240°, alors que la fin de cette transformation, dési-

gnée par la lettre M_f, se trouve à $-50°$. La position des points M_s et M_f est fonction de la composition chimique de l'acier et ne dépend pas de la vitesse de refroidissement.

Pour l'acier examiné la stabilité minimum de l'austénite trempée se situe à 550° ; la décomposition de l'austénite n'est pas instantanée ; quand la température baisse ou s'élève, le temps de son existence (période d'incubation de la décomposition) augmente.

Aux températures proches du point A_{r_1} (700°), l'austénite se décompose en formant la perlite ; aux températures plus basses (600°), elle forme la sorbite de trempe, tandis qu'à la température de 500—550° la troostite de trempe. Pendant la baisse de température de 550 à 220°, elle se décompose en formant la bainite. La partie droite de la fig. 46 représente la modification de la dureté Rockwell *HRC* des structures en formation.

Le diagramme de la fig. 46 qui représente les courbes en *C* du début et de la fin des transformations de l'austénite s'appelle souvent le diagramme transformation-température-temps (T-T-T) ou le diagramme des transformations isothermes.

TROISIÈME PARTIE

PRINCIPES DU TRAITEMENT THERMIQUE DES MÉTAUX ET DES ALLIAGES

CHAPITRE VIII

TRAITEMENT THERMIQUE DE L'ACIER

Pour améliorer la structure de l'acier et obtenir des propriétés mécaniques plus élevées ou lui conférer des propriétés particulières, on le soumet au traitement thermique.

Le *traitement thermique* a pour but de modifier la structure du métal ; on y arrive en le réchauffant jusqu'aux températures élevées bien définies, en le maintenant à ces températures pendant un certain temps et en le refroidissant ensuite selon un régime prévu.

Pratiquement, les traitements thermiques sont les suivants :

1) recuit ; 2) normalisation ; 3) trempe et 4) revenu.

§ 1. Recuit et normalisation

Recuit. Le *recuit* est une opération très importante qui permet de faire disparaître les tensions internes de l'acier, de rendre son grain plus fin et de réduire sa dureté. Après le recuit, l'acier devient plus plastique et plus ductile. Pendant le recuit, les aciers hypoeutectoïdes sont réchauffés de 30 à 50° au-dessus du point critique A_{c_3}, les aciers hypereutectoïdes, de

30 à 50° au-dessus du point A_{c_1} (ligne *GSK* du diagramme fer-carbone). L'échauffement à des températures plus élevées s'appelle *surchauffe* et provoque le grossissement du grain.

La surchauffe peut être corrigée par un deuxième recuit en assurant un régime thermique judicieux. En effet, si l'on pousse trop la température d'échauffement et que celle-ci s'approche de la température du solidus (début de fusion des alliages), on peut *brûler* l'acier, et les grains seront plus au moins oxydés suivant leurs contours. Un acier brûlé ne peut pas être régénéré.

Quand la température du recuit atteint le niveau nécessaire, le métal est maintenu un certain temps dans le four de manière à assurer les transformations de structure sur toute la section de la pièce. Le séjour du métal dans le four à cette température est en moyenne de 30 à 60 mn par tonne de charge. Un séjour trop prolongé peut aboutir à une surchauffe du métal et au grossissement de ses grains.

Après le maintien à la température de recuit le métal se refroidit avec le four ; la vitesse tolérée du refroidissement est de 150 à 200° par heure (selon la teneur en carbone et en autres éléments).

S'il arrive lors du traitement mécanique à froid d'un acier, pour élever sa charge de rupture et sa limite d'élasticité, que l'acier devient plus rigide par suite de l'écrouissage, on emploie le *recuit de cristallisation* dont le but est de corriger les distorsions du réseau cristallin dues au travail du métal.

Le recuit de cristallisation consiste à réchauffer l'acier jusqu'à 600—700°, le maintenir longtemps à cette température et le refroidir lentement. Dans ces conditions, les grains très fins et déformés par le travail du métal acquièrent un état normal (recristallisation), tandis que l'écrouissage et les tensions internes disparaissent.

Le recuit de cristallisation est souvent employé dans le laminage à froid des plats d'acier, l'emboutissage profond et le tréfilage, comme une opération intermédiaire qui a pour tâche d'augmenter la plasticité du métal.

L'académicien A. Botchvar considère que la température du recuit de cristallisation peut être calculée d'après la formule

$$T_{rec} = 0{,}4 \cdot T_f, \qquad (59)$$

où T_f est la température absolue de fusion du métal en question.

Pour faire disparaître les tensions internes et réduire les changements de volume, le recuit de cristallisation de l'acier est parfois remplacé par un revenu aux températures de 300 à 400° ; on examinera cette opération ci-dessous.

Souvent le recuit ordinaire ne permet pas de réduire suffisamment la dureté des aciers alliés de nombreuses nuances. On recourt alors au recuit isotherme.

Le *recuit isotherme* est exécuté en deux temps. L'acier est d'abord réchauffé au-dessus du point de transformation supérieur (ou inférieur), puis maintenu à cette température. Cette opération assure la

formation de l'austénite. Ensuite, l'acier est refroidi rapidement jusqu'à 600—700°, c'est-à-dire de 50 à 100° au-dessous du point A_{c_1}, puis maintenu à cette nouvelle température jusqu'à la décomposition totale de l'austénite et la formation de la perlite. Ensuite, on le refroidit à l'air.

La décomposition de l'austénite se déroule à une température constante, d'où le qualificatif d'isotherme qu'on a donné à cette opération qui permet d'obtenir une structure homogène et un recuit plus stable. Le recuit isotherme réduit la durée de l'opération.

Pour donner aux aciers hypereutectoïdes (le plus souvent aux aciers à outillage à moyen et à haut carbone) la structure de la perlite globulaire on recourt au recuit qui assure la formation de la cémentite sphéroïdale ; cette opération s'appelle sphéroïdisation.

La *sphéroïdisation* consiste à réchauffer l'acier jusqu'à 730—770° (c'est-à-dire à une température un peu plus élevée que celle du point A_{c_1}), à le maintenir longtemps à cette température et le refroidir lentement (25—30° par heure) jusqu'à 600° en même temps que le four.

Le métal des pièces de fonderie et des lingots est toujours très hétérogène, phénomène conditionné par la liquation dendritique et zonale. Pour corriger ou réduire quelque peu ce défaut, c'est-à-dire pour rendre l'acier plus homogène, on recourt au *recuit d'homogénéisation*. Ce procédé consiste à réchauffer l'acier (1000—1100°) et le maintenir longtemps à ces températures (10—15 heures), le refroidir avec le four jusqu'à 800—850° et puis, à l'air. Ce traitement permet d'égaliser la structure et de grossir les grains ; c'est pourquoi après cette opération les pièces de fonderie d'acier et les lingots subissent un deuxième recuit total.

Normalisation. Souvent l'élimination des tensions internes et la recristallisation de l'acier sont réalisées par le recuit dit de normalisation.

La *normalisation* est le traitement thermique qui consiste à réchauffer l'acier de 30 à 50° au-dessus du point A_{c_3}, à le maintenir à cette température et à le refroidir à l'air. La normalisation permet d'obtenir à peu près les mêmes résultats que le recuit , et la structure de l'acier est identique à celle que donne le recuit. Après la normalisation, les aciers hypoeutectoïdes sont formés de ferrite et de perlite, alors que les aciers hypereutectoïdes, de perlite et de cémentite. Aux aciers faiblement alliés la normalisation donne la structure de sorbite et de ferrite.

La limite d'élasticité, la charge de rupture et la résilience des pièces de fonderie normalisées sont plus élevées que celles des pièces recuites. Comme la normalisation exige moins de temps que le recuit, on l'emploie largement pour traiter les aciers à bas et à moyen carbone. Les aciers à haut carbone subissent une normalisation pour détruire le réseau de cémentite.

Après le laminage, le forgeage et l'estampage de certains aciers alliés, on les soumet à la normalisation pour améliorer leur structure,

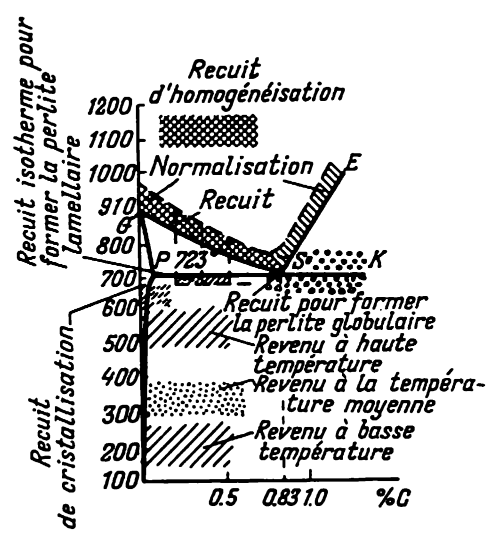


Fig. 47. Diagramme des régimes thermiques des recuits et des revenus de l'acier

c'est-à-dire rendre aux grains leur état normal et éliminer les tensions internes néfastes.

La fig. 47 représente le diagramme qui caractérise les conditions thermiques des recuits et des revenus de l'acier.

§ 2. Trempe et revenu de l'acier

Pour élever la dureté de l'acier, améliorer sa résistance mécanique tout en conservant une ductilité suffisante, on recourt au traitement thermique qui comporte deux opérations : trempe et revenu.

Trempe de l'acier. La trempe consiste à réchauffer l'acier au-dessus de la température des points de transformation supérieur ou inférieur, à le maintenir à ces températures et à le refroidir rapidement. Ce procédé permet d'obtenir une structure martensitique ou une autre structure transitoire de l'austénite, par exemple martensite + troostite.

Immédiatement après la trempe, l'acier devient très dur, mais aussi très fragile par suite de l'apparition des tensions internes très importantes. Le revenu qui est l'opération thermique suivante permet de réduire les tensions internes et, par conséquent, la fragilité. Après ces deux opérations les aciers de construction acquièrent une résistance, une dureté et une ductilité élevées. Quant aux aciers à outillage, leur trempe élève la dureté et la résistance à l'usure tout en conservant une ductilité suffisante.

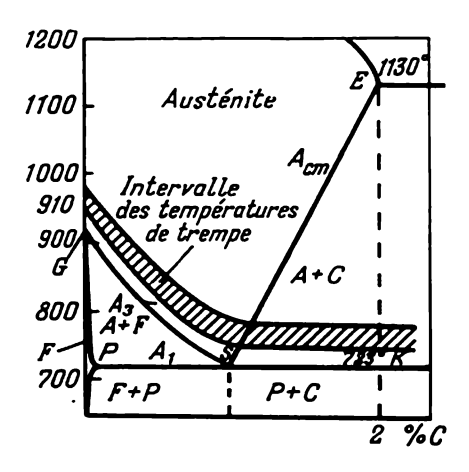


Fig. 48. Températures de trempe des aciers au carbone

La *température de trempe* est choisie en fonction de la teneur de l'acier en carbone (fig. 48).

Les aciers hypoeutectoïdes, largement employés dans la construction mécanique et le bâtiment, sont portés à 30—50° au-dessus de A_{c_3}; la perlite et la ferrite excédentaire forment alors une solution solide homogène, l'austénite, transformée en martensite par un refroidissement rapide. Ce procédé porte le nom de la *trempe complète* et assure à l'acier, si le revenu a été bien exécuté, de bonnes propriétés mécaniques.

Si avant la trempe on réchauffe un acier hypoeutectoïde à la température qui se situe entre A_{c_1} et A_{c_3}, outre l'austénite l'acier gardera partiellement de la ferrite qui ne se transformera pas pendant la trempe et diminuera la dureté. Une trempe de ce genre s'appelle *incomplète* et n'est pas utilisée pratiquement, car elle n'assure pas l'amélioration maximum des propriétés mécaniques par le revenu.

Les aciers hypereutectoïdes sont portés avant la trempe jusqu'à 30—50° au-dessus de A_{c_1}. Cet échauffement provoque seulement une transformation partielle de leur structure : toute la perlite et une partie de la cémentite forment une solution homogène (austénite). L'autre partie de la cémentite, sous forme d'un réseau de carbure ou de grains, reste dans l'acier et y demeurera après la trempe. Comme les aciers hypereutectoïdes sont surtout employés pour la fabrication des outils qui doivent avoir une dureté élevée mais aussi une bonne résistance à l'usure, la cémentite est un élément très utile qu'on désire retrouver dans la martensite formée par la trempe. Il faut seulement veiller à ce que la cémentite excédentaire, qui ne s'est pas dissoute pendant le chauffage pour la trempe, forme dans le métal des grains séparés sur un fond de martensite, et non pas un réseau épais.

La *technique de la trempe de l'acier* compte deux opérations essentielles : l'échauffement et le refroidissement rapide du métal. Le déroulement judicieux de ces opérations assure la formation de la structure nécessaire et, donc, les propriétés physiques et mécaniques de l'acier.

Les procédés de chauffage, la durée de maintien dans le four et la disposition des pièces pendant le chauffage sont des facteurs très importants.

L'échauffement des pièces peut être exécuté dans des fours à flamme (au pétrole, à gaz, à coke), où la flamme touche directement le métal ; des fours à moufle, où les pièces sont placées dans des chambres chauffées de l'extérieur par une flamme ou le courant électrique ; des bains, où les pièces sont immergées dans des sels ou du plomb fondus.

Pour porter les pièces aux températures nécessaires il faut les réchauffer progressivement, afin de prévenir la formation des tensions internes. Pourtant, quand l'opération est menée trop lentement, elle réduit le rendement des fours et provoque souvent la décarburation et l'oxydation de la surface du métal.

Le régime de chauffage est choisi en fonction de la forme et de la section de la pièce, de la composition chimique de l'acier et du procédé de transmission de la chaleur à la pièce. Plus la teneur en carbone et en éléments alliés est grande, plus la forme de la pièce est compliquée, et plus lent doit être le chauffage.

Les bains de plomb et salins assurent un chauffage rapide et régulier. L'oxydation et la décarburation des pièces métalliques y sont inférieures à celles observées lors de l'application d'autres procédés. La chaleur fournie par un four à moufle est plus lente à être transmise à la pièce que dans un four à flamme ou dans un bain.

Pour préserver le métal de l'oxydation et de la décarburation on remplit certains fours d'une atmosphère gazeuse de protection, ce qui permet d'obtenir après chauffage une pièce à surface nette et claire. Comme atmosphères de protection on emploie des produits gazeux séchés provenant de la combustion inachevée d'un carburant, de l'azote épuré ou d'autres gaz.

La vitesse de chauffage et la durée de maintien des pièces dans le four sont établies d'après la composition chimique du métal, la forme et la section des pièces. Dans ce but, on se sert de tableaux spéciaux composés à partir des renseignements fournis par l'activité de plusieurs usines.

La vitesse de refroidissement influe sur la structure de l'acier ; elle conditionne la formation de la martensite, de la troostite ou de la sorbite ; c'est pourquoi on emploie des liquides de trempe spéciaux qui permettent de régler la vitesse de l'opération après l'échauffement du métal jusqu'à la température nécessaire.

Il importe surtout de veiller à ce que le liquide assure un refroidissement rapide dans l'intervalle des températures entre 650 et 550°, c'est-à-dire lorsque l'austénite se décompose le plus rapidement en

formant un agrégat de ferrite et de cémentite. D'autre part, dans l'intervalle de 300 à 200°, il convient de ralentir quelque peu le refroidissement, car c'est le niveau de la formation de la martensite (transformation martensitique) qui est accompagnée par une augmentation du volume du métal, l'apparition de tensions internes élevées et des tapures.

Le liquide de trempe le plus actif est l'eau qui refroidit l'acier avec une grande vitesse non seulement entre 650 et 550°, mais aussi entre 350 et 250°.

L'action des faibles solutions aqueuses des sels, des acides et des alcalis aux températures ordinaires est à peu près la même. Les propriétés de trempe de l'eau et des solutions aqueuses sont sensiblement réduites par le chauffage. Ce facteur joue surtout pour la vitesse de refroidissement dans l'intervalle des températures supérieures (650—550°).

Les bains d'huiles minérales et végétales sont moins actifs. Ceci s'explique par le fait que ces liquides sont peu sensibles aux variations de température.

Les sels fondus de sodium et de potassium, ainsi que le plomb liquide, constituent des bains les plus faibles comme refroidisseurs lors de la trempe d'acier ; quand on les utilise, le métal reçoit la structure de la troostite et même de la sorbite, qui réduisent sensiblement sa dureté avant son revenu. Le tableau 2 indique les vitesses de refroidissement assurées par certains liquides de trempe, enregistrées par S. Chteinberg.

Tableau 2

Vitesses de refroidissement de l'acier dans divers liquides de trempe en degrés/s

Bain de refroidissement	Intervalles de température	
	650—550°	300—200°
L'eau à:		
18°	600	270
26°	500	270
50°	100	270
74°	30	200
Solutions aqueuses à 18° de 10%:		
de soude caustique	1 200	300
de sel commun	1 100	300
de soude	800	270
Emulsion d'huile dans l'eau	70	200
Eau de savon	30	200
Huile de machine minérale	150	30
Huile de transformateur	120	25

Pendant la trempe dans l'eau, dans diverses solutions aqueuses de sels et dans l'huile, il se forme autour de la pièce une pellicule (chemise de vapeur) qui rend difficile l'évacuation de chaleur du métal. En perçant cette pellicule par l'agitation de la pièce trempée, on augmente la vitesse de refroidissement et on assure à la trempe un rythme plus intense.

Selon le genre de refroidissement on distingue :

1) la trempe *ordinaire* (un seul liquide de trempe) ; c'est l'immersion simple dans un liquide des pièces à tremper et leur refroidissement jusqu'à la température du milieu ambiant ; pour intensifier l'opération, on déplace énergiquement les pièces dans le bain ;

2) la trempe *dans deux liquides différents.* Le premier liquide, ordinairement de l'eau, assure le refroidissement rapide de l'acier jusqu'à 300—400° ; ensuite, la pièce est immergée dans un autre liquide, moins énergique (ordinairement de l'huile), où on la maintient jusqu'à la fin de l'opération. Ce procédé permet de réduire les tensions internes. Il est employé surtout pour le traitement thermique des outils en acier à carbone ;

3) la trempe *échelonnée* est exécutée aussi en deux temps. Après l'échauffement jusqu'à la température au-dessus de la ligne *GSK*, la pièce est immergée d'abord dans un liquide porté à la température de 150 à 300° au-dessus du point M_s de la transformation martensitique de la composition de l'acier donnée (voir fig. 46). Dans ce liquide, formé le plus souvent par des sels fondus, la pièce est maintenue jusqu'à ce qu'elle se refroidisse suivant toute la section jusqu'à la température du bain. Ensuite, on la place dans de l'huile où elle se refroidit jusqu'à la température ordinaire.

Les tensions internes formées dans le métal par la trempe échelonnée sont relativement faibles, mais ce procédé ne convient pas pour les pièces de grandes sections, car le premier liquide de trempe ne peut pas leur communiquer les vitesses critiques nécessaires. La trempe échelonnée donne à l'acier une structure martensitique avec de l'austénite résiduelle ;

4) la trempe *interrompue*, modification de la trempe échelonnée. Après le refroidissement dans un liquide de trempe pendant un certain temps, la pièce encore chaude est sortie à l'air. La transformation martensitique se déroule dans les conditions d'un refroidissement lent, ce qui réduit encore les tensions internes ;

5) la trempe *isothermique* ; la décomposition de l'austénite se déroule à une température constante quelque peu supérieure à celle du début de transformation martensitique (point M_s de la fig. 46). Après l'échauffement jusqu'à la température nécessaire, la pièce est immergée dans un liquide porté à 300—250° dans lequel elle sera maintenue jusqu'à ce que la transformation isotherme de l'austénite se produise. Comme la température du liquide est supérieure à celle de la transformation martensitique M_s, l'austénite se transforme en bainite qui possède une dureté assez élevée et une très bonne ductilité.

L'avantage principal de la trempe isotherme consiste surtout à réduire sensiblement les tensions résiduelles, alors que le danger que présente la formation des tapures et le gauchissement des pièces diminue.

La trempe isotherme est réalisée généralement dans des bains salins ou alcalins de différentes compositions ($NaNO_3$, KNO_3, KOH, $NaOH$, etc.). La fusion des mélanges des sels employés se produit entre 130 et 220° ;

6) la trempe *superficielle* permet de communiquer aux couches superficielles une dureté élevée tout en conservant un noyau ductile ; on porte aux températures nécessaires seulement la surface de la pièce qu'on refroidit rapidement ensuite dans de l'eau ou dans un autre liquide de trempe. Pour échauffer les pièces on utilise les courants à haute fréquence ou un chalumeau à gaz.

Le principe du chauffage électrique consiste à induire un courant dans les couches superficielles en plaçant la pièce dans le champ magnétique d'un solénoïde formé par des spires où passe un courant alternatif de haute fréquence.

La profondeur de la pénétration du courant induit et, par conséquent, la profondeur d'échauffement avant la trempe dépendent de la fréquence du courant primaire dans l'inducteur, de la perméabilité magnétique et de la résistance électrique spécifique du métal.

En modifiant la fréquence du courant primaire et la durée du maintien de la pièce dans l'inducteur, on peut régler la profondeur d'échauffement et, donc, celle de la couche trempée. Pour une fréquence donnée, cette dernière augmente proportionnellement à la durée de maintien de la pièce à l'intérieur de l'inducteur. La profondeur de la trempe varie en raison inverse de la fréquence du courant. La répartition du courant alternatif suivant la section de la pièce est irrégulière. A la surface la densité du courant est plus grande qu'à l'intérieur.

La profondeur de la pénétration est calculée d'après la formule empirique suivante :

$$E = \frac{500}{\sqrt{f}} \text{ cm}, \quad (60)$$

où f est la fréquence du courant en Hz.

Le courant à haute fréquence est fourni par des générateurs mécaniques ou à tubes thermioniques. La fig. 49 représente le schéma d'une installation pour l'échauffement par les courants H.F. de l'acier à partir d'un générateur. La pièce est placée à l'intérieur de l'inducteur.

L'échauffement superficiel des métaux à l'aide d'un chalumeau est réalisé ordinairement par une flamme oxyacétylénique dont la température peut s'élever jusqu'à 3 000°. On déplace le chalumeau le long de la pièce à une vitesse d'avancement d'environ 150 mm/mn en chauffant ainsi sa surface à la température et la profondeur néces-

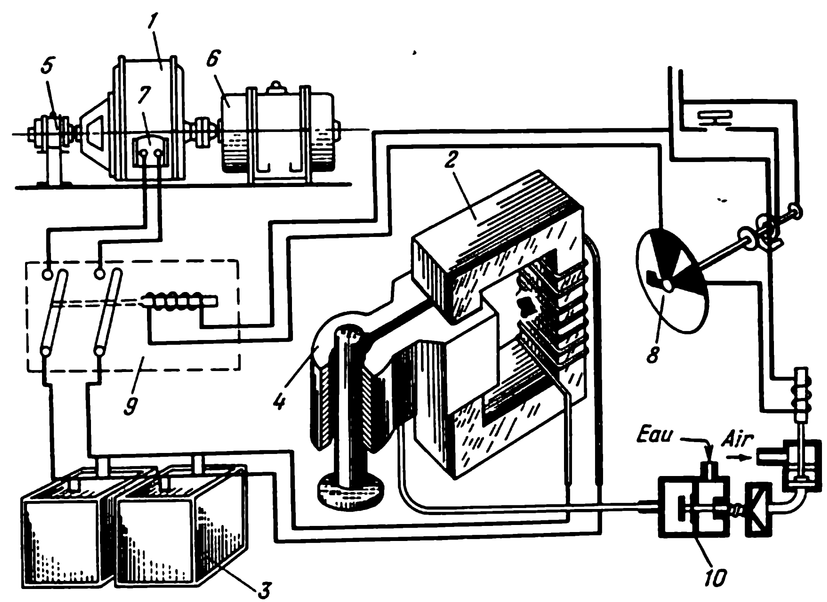


Fig. 49. Schéma d'une installation à générateur pour l'échauffement de l'acier :

1 — générateur; *2* — transformateur; *3* — condensateur; *4* — inducteur; *5* — excitateur; *6* — moteur électrique; *7* — tableau de mise en marche; *8* — relais temporisé; *9* — contacteur; *10* — soupape électrohydraulique à air

saires. Un jet d'eau se déplace dans la même direction que le chalumeau et refroidit rapidement la couche échauffée assurant ainsi sa trempe.

Traitement à froid. Certaines nuances d'acier gardent après la trempe une certaine quantité d'austénite qui, pendant le refroidissement, n'a pas eu le temps de se transformer en martensite (austénite résiduelle). L'austénite résiduelle diminue la dureté de l'acier, altère sa résistance à l'usure et certaines autres propriétés. Ces défauts peuvent être corrigés par un traitement à froid.

Celui-ci consiste à refroidir la pièce après la trempe en la portant aux températures au-dessous de 0° ; alors la plus grande partie de l'austénite résiduelle se transforme en martensite.

Il est avantageux de soumettre à ce traitement les aciers d'une teneur en carbone supérieure à 0,6—0,7% qui après la trempe tendent à conserver beaucoup d'austénite dans leur structure. Pour ces aciers la fin de transformation martensitique (point M_s de la fig. 46) se situe dans le domaine de températures négatives ; c'est pourquoi on peut, en les refroidissant directement après la trempe, améliorer certaines de leurs propriétés.

Si le régime thermique de traitement à froid est bien choisi, il élève sensiblement la dureté et les propriétés de coupe des outils en

acier à carbone et en acier rapide, et rend plus stables les cotes des instruments de mesure précis (calibres).

Le traitement à froid est exécuté dans des installations qui créent des températures de —75° à —195°.

Revenu. Toutes les pièces trempées sont soumises au *revenu*. C'est un traitement thermique pendant lequel l'acier trempé est chauffé à une température inférieure à celle du point de transformation A_{c_1}, maintenu à ce niveau pendant le temps nécessaire, puis lentement refroidi.

Le but du revenu est d'atténuer les tensions internes, de stabiliser la structure, de diminuer la dureté et d'augmenter la ductilité. Le revenu modifie la nature des constituants de l'acier et l'on observe une décomposition de la martensite de trempe et de l'austénite résiduelle qui forment des structures plus stables.

Le régime thermique du revenu est choisi en fonction des données sur la décomposition de la martensite. L'expérience montre qu'un échauffement jusqu'à 100° ne modifie pas d'une façon sensible la structure de l'acier trempé. En poussant l'échauffement de 100 à 350°, la martensite se décompose en formant des particules dispersées de la cémentite (carbure de fer). Cette décomposition s'effectue en deux temps. D'abord, dans l'intervalle de températures entre 100 et 200°, l'on observe un dégagement à partir de la martensite de petites particules de carbure, le plus souvent de forme lamellaire, d'une épaisseur de plusieurs couches atomiques. En même temps, le volume de l'acier diminue sensiblement, phénomène qui est associé à la formation de la première structure, la martensite de revenu, caractérisée par une réduction des dimensions du réseau cristallin. La deuxième période du revenu se déroule aux températures de 200 à 350°. La martensite continue à dégager des particules de carbure de fer.

L'austénite résiduelle entrant dans la composition de l'acier se décompose en se transformant en martensite de revenu.

Ordinairement, la décomposition de l'austénite pendant le revenu s'achève à 350°. Après la décomposition de la martensite et de l'austénite résiduelle, l'acier, soumis au revenu à 300—350°, reçoit la structure de la troostite de revenu, c'est-à-dire d'un agrégat très fin de ferrite et de cémentite.

Si l'on poursuit l'échauffement, on observe un grossissement et une sphéroïdisation des particules du carbure. Jusqu'à la température de 500°, les particules du carbure gardent leur forme lamellaire ; mais au-dessus de 500°, leur forme s'arrondit et elles se présentent sous l'aspect de globules (inclusions sphéroïdales). Si l'on chauffe l'acier jusqu'à 500—600°, celui-ci acquiert la structure de la sorbite.

Suivant la température d'échauffement on distingue les trois formes suivantes du revenu qui sont représentées dans la partie inférieure de la fig. 47 :

1) le revenu à *basse température* réalisé entre 150 et 250°. Son but est de faire disparaître les tensions internes, d'augmenter la ductilité

sans modifier sensiblement la structure et sans réduire la dureté du métal. Ce procédé est employé pour le traitement thermique des outils de coupe en aciers à carbone ou faiblement alliés, des instruments de mesure et des pièces cémentées ou trempées superficiellement ;

2) le revenu *aux températures intermédiaires* réalisé en portant les pièces à 350—450°. Il modifie la structure, transforme la martensite en troostite et, par suite, réduit la dureté et la résistance, augmente l'allongement et la ductilité ;

3) le revenu *à haute température* réalisé dans l'intervalle de températures de 500 à 650°. La structure qui se forme est la sorbite ; elle élimine presque totalement les tensions internes. Aux aciers de construction elle assure le meilleur rapport entre la résistance et la ductilité.

Trempabilité. Sous le terme de trempabilité l'on comprend la propriété de l'acier d'être trempé à une certaine profondeur. Les pièces fabriquées à partir de l'acier à carbone d'un diamètre jusqu'à 25 mm ont une trempabilité intégrale. Les pièces de diamètres plus grands n'ont pas de cette propriété ; on y observe deux zones, extérieure, celle de la trempe, et intérieure, qui n'est pas trempée.

La profondeur de trempabilité est la distance entre la surface du métal et la couche formée par 50% de martensite et 50% de troostite. Pour l'établir on mesure la dureté suivant la section d'un barreau cylindrique. La dureté dépend surtout en raison directe de la quantité de martensite.

La trempabilité est fonction de la composition chimique de la pièce et des propriétés physiques du liquide refroidisseur. En choisissant une nuance d'acier, un ingénieur doit savoir si toute la masse de l'acier se prête à la trempe martensitique ou seulement une certaine profondeur à partir de la périphérie, car les propriétés mécaniques d'une pièce trempée à une certaine profondeur ne sont pas les mêmes suivant toute la section.

Les aciers alliés peuvent être trempés à une profondeur plus grande que les aciers à carbone, et c'est pourquoi on les emploie souvent pour la fabrication de pièces fort importantes.

Défauts de trempe. Une trempe mal exécutée peut être la cause de plusieurs défauts : dureté insuffisante, zones tendres, fragilité élevée, déformations, gauchissement et tapures.

Une *dureté insuffisante* peut être due :

1) à une température trop basse d'échauffement des aciers hypoeutectoïdes avant la trempe ;

2) au maintien insuffisant du métal à la température de trempe ;

3) à une vitesse de refroidissement insuffisante ;

4) à la surchauffe des aciers hypereutectoïdes avant la trempe.

Pour corriger ce défaut, il convient de soumettre l'acier à la normalisation ou au recuit, en le trempant ensuite suivant le régime établi pour l'échauffement et le refroidissement.

Les *zones tendres*, c'est-à-dire les endroits non trempés du métal ayant une dureté insuffisante, sont dues à une structure initiale hétérogène ou à une décarburation superficielle. Si la structure initiale comporte, par exemple, des accumulations de ferrite, cette dernière n'a pas le temps de passer dans la solution solide et reste dans le métal après la trempe. La formation de zones décarburées sur la périphérie des pièces influe naturellement sur la dureté du métal.

L'hétérogénéité de la structure avant la trempe peut être corrigée par un recuit préalable ou une normalisation. L'emploi de liquides de trempe plus énergiques contribue aussi à éviter la formation des zones tendres.

La *fragilité élevée* résulte d'une trempe réalisée à des températures trop élevées au cours de laquelle les grains d'austénite grossissent. Ce défaut est ordinairement découvert lors d'un examen de la microstructure ou de la cassure de l'acier et pendant les essais mécaniques. Pour le corriger, on recourt à une trempe supplémentaire suivant un régime normal d'échauffement.

Les *déformations*, le *gauchissement* et les *tapures* sont dus aux modifications des tensions internes lors de la trempe.

Les déformations sont produites par la transformation martensitique, accompagnée d'une certaine augmentation de volume du métal. Le gauchissement des pièces est conditionné par un échauffement ou un refroidissement irréguliers. Ces deux défauts peuvent être prévenus ou réduits par un échauffement et un refroidissement normaux, par l'emploi des presses de trempe spéciales et, enfin, par le planage et la rectification des pièces après la trempe.

Les tapures sont dues non seulement aux tensions internes engendrées par la trempe, mais aussi aux transformations structurales. Pour prévenir leur apparition il faut donner à la pièce une configuration judicieuse avec un passage harmonieux des sections épaisses aux sections minces et la soumettre à un recuit avant l'usinage pour enlever les tensions internes. Les trempes interrompue et échellonnée contribuent aussi à prévenir la formation des tapures.

CHAPITRE IX

TRAITEMENTS CHIMIQUES DE L'ACIER

La saturation superficielle de l'acier par la diffusion à des températures élevées de certains éléments provenant d'un milieu ambiant modifie non seulement la composition chimique de la pièce, mais aussi sa structure et les propriétés de ses couches périphériques. Cette opération porte le nom de *traitement chimique* ou *superficiel*. Elle a

pour but d'élever la résistance des couches supérieures du métal et d'augmenter la dureté, la résistance à l'usure superficielle, etc.

On distingue les traitements chimiques suivants : 1) cémentation (augmentation de la teneur en carbone) ; 2) nitruration (saturation par l'azote) ; 3) cyanuration (augmentation de la teneur en azote et en carbone) ; 4) métallisation par cémentation (revêtement par d'autres métaux).

§ 1. Cémentation

La *cémentation* est la saturation en carbone de la couche superficielle d'une pièce en acier à bas carbone ; l'opération se déroule à 850°—950° dans un milieu carburant.

Le milieu extérieur qui assure la saturation superficielle en carbone porte le nom de *cément*.

L'épaisseur de la couche cémentée atteint de 0,5 à 2 mm ; sa teneur en carbone s'élève à 0,75—1,2%.

La cémentation peut être réalisée dans des céments solides, liquides et gazeux.

Le *cément solide* est un mélange en poudre de charbon de bois (environ 70% de poids), de carbonate de baryum ou de sodium (environ 20—25%) et de carbonate de calcium (jusqu'à 2,5—3,5%). Ce mélange sert à recouvrir les pièces à traiter placées dans des caisses métalliques. Le fond des caisses de cémentation est recouvert généralement d'une couche de cément pulvérulent de 25 à 30 mm d'épaisseur. Sur cette couche on place la première rangée de pièces qu'on saupoudre d'une nouvelle couche de cément de 15 à 20 mm d'épaisseur. Ensuite, après avoir tassé la poudre on place la deuxième rangée de pièces, etc. Entre les parois de la caisse et les pièces on laisse un intervalle de 15 à 25 mm, et l'on recouvre le tout d'une couche de cément de 30 à 40 mm d'épaisseur, puis on ferme la caisse par un couvercle métallique. Les endroits de jonction du couvercle et des parois sont mastiqués par de l'argile réfractaire pour empêcher l'air et les gaz du four de pénétrer à l'intérieur de la caisse. Ensuite, ces caisses sont placées dans des fours où on les chauffe jusqu'à environ 900—950°. La durée de chauffage dépend du poids des pièces empilées dans les caisses, et celle de cémentation, de la profondeur de la couche cémentée.

L'épaisseur de cémentation par heure de chauffage est d'environ 0,1 mm.

La cémentation de l'acier dans un cément solide est une opération compliquée qui s'effectue en présence d'une phase gazeuse engendrée à l'intérieur de la caisse par des températures élevées.

Au cours de la cémentation, une certaine quantité d'air absorbée par le charbon de bois reste dans la caisse et remplit l'espace entre les grains du cément. Lors de l'échauffement à 900—950°, l'oxygène

de l'air entre en réaction avec le carbone du charbon de bois : $2C+$ $+O_2=2CO$, qui aboutit à la formation de l'oxyde de carbone. En présence du fer, l'oxyde de carbone peut se dissocier partiellement suivant la réaction $2CO=CO_2+C_{atom}$, avec formation du carbone atomique.

Le carbone atomique formé à partir de l'oxyde de carbone au moment de son dégagement est très actif ; il se diffuse facilement dans le fer γ en le saturant de carbone jusqu'à la formation des couches périphériques de cémentite suivant la réaction :

$$3Fe_{\gamma}+C_{atom}=Fe_3C.$$

Les carbonates ajoutés au charbon de bois rendent plus énergique la carburation du fer, car ils règlent la pression et la composition de la phase gazeuse à l'intérieur de la caisse. A des températures élevées, le carbonate de baryum, par exemple, se décompose suivant la réaction $BaCO_3=BaO+CO_2$, dégageant ainsi du gaz carbonique. Ce dernier entre à son tour en interaction avec le charbon de bois suivant la réaction $CO_2+C=2CO$ en renouvelant les réserves en oxyde de carbone à l'intérieur de la caisse.

Après la cémentation, les pièces sont soumises à une trempe et un revenu.

La cémentation *gazeuse* est une opération qui consiste à faire passer au-dessus des pièces en acier doux un courant de gaz qui, chauffé à des températures élevées, peut dégager du carbone atomique. Les céments gazeux sont le gaz naturel, le gaz d'éclairage et les mélanges artificiels de méthane, d'éthane, de propane et d'autres gaz formés par la pyrolyse du kérosène et d'autres fractions liquides du pétrole.

La cémentation gazeuse présente plusieurs avantages par rapport à la cémentation par des agents solides. Elle réduit d'abord la durée de l'opération et permet de régler avec plus de précision la saturation de l'acier en carbone. En outre, elle permet d'éviter les opérations de la préparation du cément, du chargement et du déchargement des caisses, ce qui permet à son tour d'automatiser l'opération et de combiner la cémentation à la trempe.

La cémentation gazeuse se déroule de la façon suivante. Les pièces sont empilées dans des moufles hermétiquement fermés des fours continus ou discontinus où elles sont chauffées à une température de 900 à 950°. Ensuite, l'on fait passer pendant 6—10 heures le cément gazeux à travers les moufles.

En U.R.S.S., on a mis au point un procédé de cémentation gazeuse rapide qui consiste à chauffer les pièces par des courants de haute fréquence jusqu'à 1080—1100°. Dans ces conditions, en 40—50 minutes on réussit à obtenir une couche cémentée d'une épaisseur de 0,8 à 1 mm. Dès le refroidissement à 870°, les pièces sont soumises à la trempe.

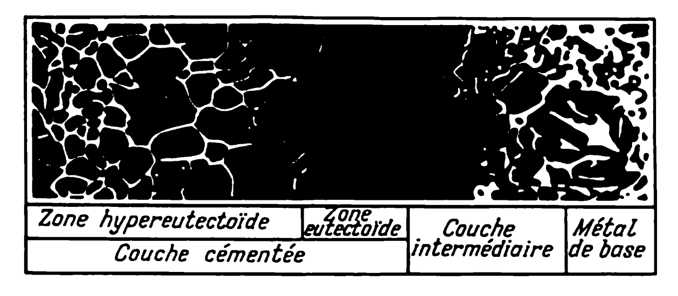


Fig. 50. Microstructure des couches d'acier cémenté

Pour la cémentation *liquide* de l'acier on utilise plusieurs procédés. Le meilleur cément est un bain composé de sels fondus : d'un mélange de carbonate de sodium (80%) et de chlorure de sodium (10 à 15%), auxquels on ajoute du carbure de silicium (6 à 10%). La réaction se fait de la façon suivante :

$$2Na_2CO_3 + SiC = Na_2SiO_3 + Na_2O + 2CO + C;$$

il en résulte la saturation du métal en carbone. Le bain cémentant est renouvelé périodiquement. Les pièces plongées dans un bain chauffé à 870—900° en 40—50 minutes ont une couche cémentée d'une épaisseur allant jusqu'à 0,2 mm.

L'avantage essentiel de la cémentation liquide est l'uniformité du chauffage des pièces et la possibilité de les tremper directement à la sortie du bain.

La fig. 50 représente la structure d'une couche d'acier cémentée, obtenue par refroidissement lent de la pièce depuis la température de cémentation. La teneur en carbone d'une couche cémentée diminue progressivement à mesure que l'on se rapproche de l'âme de la pièce.

§ 2. Nitruration

On appelle *nitruration* la saturation superficielle de l'acier en azote. L'opération est réalisée dans une atmosphère d'ammoniac gazeux (NH_3) à la température de 480 à 650°. Cette température provoque une dissociation presque complète de l'ammoniac suivant la réaction $2NH_3 = 2N + 3H_2$. L'azote, en se dégageant, se diffuse dans le métal (fer α) en le saturant continuellement. Après la nitruration le métal est refroidi jusqu'à 200° dans un courant d'ammoniac également.

La nitruration permet d'assurer aux couches supérieures de la pièce en acier une dureté qui ne diminue pas même lorsque l'on chauffe la pièce à une température de 600—650°, en outre, la nitruration augmente la résistance à l'usure, la limite de fatigue et la résistance à la corrosion par des milieux agressifs comme l'air, l'eau ou les vapeurs d'eau.

Les aciers soumis à la nitruration sont à carbone moyen ou alliés et contiennent de l'aluminium, du chrome, du molybdène et d'autres éléments formant des nitrures (Fe_2N, Fe_4N, Cr_2N, Mo_2N). Comparée à la cémentation gazeuse, la nitruration a lieu à des températures relativement basses (480—650°), et la durée de cette opération est, par conséquent, plus longue.

La nitruration des pièces est exécutée après la trempe, le revenu et l'usinage complet, y compris la rectification. Ensuite, les pièces sont rectifiées par rodage. L'épaisseur d'une couche nitrurée est de 0,2 à 0,4 mm.

La nitruration peut être réalisée à des températures beaucoup plus basses que celles de la trempe et de la cémentation. Tout de suite après l'opération, on obtient une dureté élevée de la couche superficielle; ainsi on n'a pas besoin de procéder à la trempe, ce qui élimine la possibilité des défauts qui accompagnent cette dernière.

§ 3. Cyanuration

La *cyanuration* est un traitement chimique qui permet de saturer la couche superficielle du métal en carbone et en azote simultanément. L'épaisseur de la couche saturée ne dépasse pas 0,1—0,2 mm. Cette opération élève la dureté superficielle de l'acier, sa résistance à l'usure et sa limite d'endurance. Elle est surtout avantageuse pour des pièces de petite et moyenne grandeurs, comme les pignons, les pistons, les axes, les arbres, etc.

La cyanuration est basée sur le principe de la décomposition des combinaisons cyaniques qui se séparent facilement du groupe du cyane (CN). Comme ce groupe est formé par des atomes de carbone et d'azote, la décomposition des cyanures assure la saturation simultanée du fer en deux éléments.

L'opération peut se dérouler à sec, en bain liquide ou dans une atmosphère gazeuse (carbonitruration).

La cyanuration *à sec* consiste à placer les pièces dans un mélange pulvérulent composé de charbon de bois (60—80%) et de ferrocyanure de potassium $K_4Fe(CN)_6$ (40 à 20%). L'opération dure de 1,5 à 3 heures à une température de 540—560°. On peut recourir à ce procédé dans toutes les conditions et avec l'équipement le plus simple. Actuellement, on l'utilise surtout pour élever les propriétés de coupe des outils.

La cyanuration *liquide* est plus répandue. Elle est exécutée en bain de sels neutres (Na_2CO_3, NaCl, etc.) dont la solution contient des combinaisons cyaniques (NaCN, $Ca(CN)_2$, $CaCN_2$, etc.).

Cette opération peut être réalisée à basse et à haute température, et aux températures intermédiaires.

Le bain pour la cyanuration à basse température est formé de 25 à 40% de NaCN ; de 20 à 45% de Na_2CO_3 et de 10 à 20% de NaCl.

Le métal est porté par ce bain à 550—600°. La durée de l'opération est de 5 à 30 minutes, suivant la profondeur désirée de pénétration. La couche périphérique (0,02—0,04 mm) acquiert une dureté élevée, une bonne résistance à l'usure et un coefficient de frottement réduit. La cyanuration à basse température est d'une grande importance pour la fabrication des outils de coupe en acier rapide, car elle leur assure une ténacité élevée.

La cyanuration effectuée aux températures intermédiaires est réalisée dans des bains formés de 20 à 35% de NaCN et portés à 800—850°. L'opération dure de 5 minutes à 1,5 heure, suivant la profondeur de la couche à traiter. Celle-ci atteint 0,075—0,025 mm et a une teneur de 0,6 à 0,8% C et de 0,4 à 0,5% N. La dureté Rockwell de la couche cyanurée est de 56 à 60.

Après la cyanuration aux températures intermédiaires les pièces sont soumises à la trempe et au revenu.

Cette opération est utilisée pour traiter de nombreuses pièces exécutées en acier à carbone moyen, comme les boulons, les écrous, les petits pignons, etc.

La cyanuration à haute température est réalisée à 900—950° dans un bain formé de 6 à 10% de NaCN, de 80 à 84% de $BaCl_2$ et jusqu'à 10% de NaCl. Sa durée dépend de la profondeur de la couche à traiter et peut se prolonger jusqu'à 1,6 heure.

L'opération aboutit à former à la périphérie de la pièce une couche de 0,5 à 1,5 mm d'épaisseur. Elle contient de 1 à 1,2% C et de 0,2 à 0,3% N. Les pièces cyanurées subissent la trempe et le revenu à basse température (160—180°).

La cyanuration des pièces dans les bains est un procédé assez dangereux, car les cyanures sont des poisons violents, et le personnel, affecté à cette opération, doit respecter en conséquence les consignes de sécurité.

La *carbonitruration* consiste à traiter les pièces en acier par un mélange formé des gaz cémentant et nitrurant. On peut utiliser, par exemple, le mélange du gaz d'éclairage (ou naturel) (70—80%) et de l'ammoniac (20—30%).

La carbonitruration assure simultanément la saturation de la périphérie de la pièce en carbone et en azote, mais comparativement à la cyanuration liquide, l'opération est plus longue. La carbonitruration peut être réalisée à des températures variées, de 850 à 930°, suivant le type des fours, la nuance de l'acier traité et la profondeur de la couche à obtenir.

§ 4. Métallisation par cémentation

La *métallisation par cémentation* est la saturation superficielle de l'acier en aluminium, en chrome, en silicium, en bore, en béryllium et en d'autres éléments.

L'opération est réalisée en échauffant et en maintenant les pièces d'acier en contact avec un de ces éléments qui peuvent être à l'état solide, liquide ou gazeux.

La métallisation par cémentation communique à l'acier plusieurs propriétés précieuses : résistance élevée à la chaleur, à la corrosion et à l'usure. Souvent, un acier qui a subi la métallisation peut remplacer les aciers fortement alliés.

La saturation superficielle de l'acier en aluminium ou la *calorisation* est employée pour élever la résistance à la chaleur (jusqu'à 850—900°). Lors de l'échauffement de l'acier calorisé, il se forme à sa surface une pellicule très dense d'oxyde d'aluminium (Al_2O_3) qui préserve le métal de base de l'oxydation.

Pour la calorisation par cément solide la pièce est placée dans une caisse contenant de la poudre d'aluminium (ou de ferro-aluminium) avec addition de 0,5 à 2% de chlorure d'ammonium (NH_4Cl), où elle est chauffée jusqu'à 950—1000°. La durée de l'opération dépend de la profondeur de pénétration.

Pour la calorisation en bain liquide, la pièce est immergée dans de l'aluminium fondu chauffé jusqu'à 750—800°. L'opération dure de 45 à 90 minutes. Cette durée assure la formation d'une couche de 0,2 à 0,35 mm d'épaisseur.

La calorisation par vaporisation est réalisée dans des cornues hermétiques dans une atmosphère de vapeurs de chlorure d'aluminium ($AlCl_3$), à des températures élevées ce dernier se dissocie partiellement et sature le métal en aluminium.

Après la calorisation, l'acier subit le recuit à 900—1000° pour réduire la fragilité de la couche aluminisée.

Au cours de la *chromisation*, les couches supérieures des pièces en acier sont saturées (alliées) en chrome à partir d'un milieu solide, liquide ou gazeux.

La chromisation à sec est le procédé le plus simple. La pièce est placée dans une caisse contenant un mélange pulvérulent de ferrochrome pulvérisé (40—45%), de briques alumineuses concassées (45—50%) et de chlorure d'ammonium (3—5%). La chromisation à sec se déroule à 1100—1150° et dure de 10 à 15 heures.

La chromisation liquide consiste à échauffer la pièce à 900—1100° dans un bain composé des chlorures de baryum, de magnésium et de calcium ($BaCl_2$, $MgCl_2$, $CaCl_2$) fondus avec addition de 15 à 30% de chlorure de chrome ($CrCl_2$) ou de 15 à 25% de ferrochrome.

Un procédé plus moderne est la chromisation au gaz. Les pièces, placées dans une atmosphère de vapeurs de chlorure de chrome ($CrCl_2$), sont chauffées à 950—1050°. L'atmosphère est formée en faisant passer à des températures élevées un mélange d'hydrogène et de vapeurs d'acide chlorhydrique à travers une poudre de chrome ou de ferrochrome.

L'acier qui a reçu un traitement superficiel de ce genre est exempt de battiture (surtout lors de son échauffement à 800—900°) et acquiert

une résistance élevée à la corrosion dans les solutions aqueuses de certains acides et dans l'eau de mer.

La *siliciuration* (cémentation par le silicium) ou la saturation superficielle de l'acier en silicium, est réalisée dans le but d'élever sa résistance à l'usure, à la corrosion et aux acides.

La siliciuration à sec est réalisée en chauffant la pièce jusqu'à 1100—1200° dans un mélange pulvérulent de ferrosilicium (jusqu'à 60%), d'alumine ou de kaolin (jusqu'à 38—39%) et de chlorure d'ammonium (1—2%). La profondeur de la couche siliciurée dépend de la durée de maintien et constitue de 0,2 à 0,8 mm.

La siliciuration gazeuse est réalisée dans une cornue hermétique où la pièce est chauffée dans une atmosphère de chlorure de silicium ($SiCl_4$) produit par le passage du chlore au-dessus du ferrosilicium ou du carbure de silicium.

L'opération se déroule à 950—1050°, dure de 2 à 4 heures et donne une couche de 0,5 à 1,24 mm d'épaisseur. La concentration du silicium dans la couche superficielle est de 14 à 15%.

La métallisation par cémentation avec d'autres éléments (béryllium, bore) n'a pas trouvé une grande application, bien qu'elle présente un grand intérêt.

CHAPITRE X

CLASSIFICATION ET UTILISATION DES ACIERS

Les nuances industrielles des aciers sont classées non seulement selon le procédé de leur production : aciers Martin (basique et acide), Bessemer, Thomas et électrique (basique et acide), mais aussi d'après leur composition chimique, leur destination et leur structure.

D'après leur composition chimique, on distingue les aciers à carbone et les aciers alliés.

§ 1. Aciers à carbone

Les aciers à carbone sont ceux dont la teneur en carbone s'élève jusqu'à 2% et qui contiennent une certaine quantité d'impuretés, comme le silicium, le manganèse, le soufre et le phosphore.

Pour réduire au minimum l'action nocive de ces impuretés, leur teneur dans le métal ne doit pas être supérieure à 0,3—0,4% de Si, 0,5—0,8% de Mn, 0,08% de P et 0,04% de S.

Le phosphore et le soufre sont des impuretés particulièrement nocives pour l'acier.

Le *phosphore* forme avec le fer une combinaison chimique, le phosphure de fer Fe_3P, et des solutions solides. Cet élément rend l'acier fragile à froid, c'est-à-dire très fragile aux températures normales et surtout basses, élève la charge de rupture tout en réduisant la résistance au choc et les propriétés plastiques. Si la teneur en phosphore est supérieure à 0,2%, la résilience de l'acier tombe à zéro. La fragilité de l'acier due au phosphore augmente proportionnellement à sa teneur en carbone.

Le *soufre* forme avec le fer une combinaison chimique FeS (36,4%S) qui est pratiquement insoluble dans le fer solide. L'alliage du fer et du soufre forme un eutectique (Fe+FeS) dont la température de fusion est de 985°. Le soufre augmente la fragilité de l'acier aux températures élevées et le rend fragile au rouge. Ceci s'explique par l'action du soufre qui forme un eutectique facilement fusible (985°C) se déposant sur le contour des grains ; lorsque l'on chauffe l'acier pour le travailler à chaud (forgeage, laminage, etc.), cet eutectique fond et sépare les grains les uns des autres. Une teneur élevée en soufre (inclusions sulfureuses) a pour effet d'affecter d'autres propriétés importantes de l'acier. Ainsi, le soufre altère sensiblement les propriétés mécaniques de l'acier (charge de rupture, limites d'élasticité et de fatigue) et sa résistance à la corrosion.

Compte tenu de ces actions nocives du phosphore et du soufre sur la qualité de l'acier, leur teneur est rigoureusement réglementée.

Suivant leur application dans l'industrie on distingue : 1) les aciers de construction d'usage courant ; 2) les aciers de construction de qualité ; 3) les aciers à outils.

Les *aciers de construction d'usage courant au carbone* sont employés tels qu'ils ont été livrés, sans traitement thermique ultérieur. Ils comportent le groupe A, livré d'après les propriétés mécaniques, et le groupe B, livré d'après la composition chimique. L'acier d'usage courant est marqué par les lettres Cт.* et les chiffres 1, 2, 3, etc. : Cт. 1, Cт. 2, Cт. 3, Cт. 4, Cт. 5. Un chiffre plus grand indique une teneur supérieure en carbone, l'élévation de la charge de rupture et la diminution de la plasticité.

Cet acier est fabriqué sous forme de laminés (tôles, cornières, barres, rondins, etc.).

L'*acier de construction de qualité* au carbone (pour usages particuliers) subit un traitement thermique. Il est largement utilisé dans la construction mécanique, les usines le reçoivent sous forme de tôles, de rondins, de pièces de forge et d'autres produits mi-finis.

Les différentes nuances de cet acier sont marquées par les chiffres : 0 ; 0,8 ; 10 ; 20 ; 25 ; etc., jusqu'à 75, qui indiquent la teneur moyenne en carbone en centièmes de pour cent. L'acier d'une teneur élevée en manganèse (0,8—1%) est marqué 15г ; 20г ; 30г ; 40г ; 50г ; 60 г et 70г.

---

* Cт.— en russe stal (acier).

Les *aciers à outils* au carbone soumis à la trempe et au revenu à basse température (160—250°) ont une dureté élevée (*HRC*62 à 65) et une bonne résistance à l'usure. Leur trempabilité est faible.

La dureté de l'acier à outils au carbone diminue lorsqu'on l'échauffe à une température supérieure à 225°. C'est la raison pour laquelle on l'utilise dans les conditions d'un échauffement réduit, c'est-à-dire pour la coupe des matériaux doux à une vitesse réduite.

Les aciers à outils au carbone sont marqués : У7 (У7А), У8 (У8А), У9 (У9А), У10 (У10А), У11 (У11А), У12 (У12А), У13А, où la lettre У signifie «ouglérodistaïa »—«au carbone », alors que les chiffres indiquent la teneur moyenne en carbone en dixièmes de pour cent ; la lettre A signifie que l'acier a une qualité élevée.

Pour la fabrication des outils exigeant une grande ductilité et une dureté relativement peu élevée (burins, étampes, tournevis, cisailles, marteaux de forge et de serrurier, outils de charpentier) on emploie l'acier У7 ou У7А.

Les outils soumis aux chocs doivent posséder une dureté élevée (matrices simples, poinçons, pointeaux, scies, outils de coupe pour cuivre); ils sont fabriqués en acier У8 ou У8А. Les outils qui exigent une dureté élevée et une certaine ductilité (poinçons, pointeaux, outils pour bois, etc.) sont faits en acier У9 ou У9А. Les outils qui ne sont pas soumis aux chocs brutaux et dont l'arête de coupe doit posséder une certaine ductilité sont fabriqués en acier У10, У11, ou У10А et У11А.

Les outils non soumis aux chocs et d'une grande dureté sont fabriqués en acier У12, У13 ou У12А et У13А.

§ 2. Aciers alliés

Ces dernières années, les aciers alliés ont connu une très grande expansion.

On appelle *aciers alliés* les aciers contenant certains éléments spécialement introduits (alliés) qui n'existent pas dans un acier au carbone ordinaire, ou dont la teneur en silicium et en manganèse est supérieure à l'indice admissible.

Pour allier l'acier on emploie le plus souvent Cr, Mn, Si, Ni, W, Mo, Ti, Al, Nb et Zr.

Les aciers alliés peuvent être classés suivant la composition chimique, la structure et la destination.

Classification suivant la composition chimique. Suivant leur composition chimique les aciers alliés peuvent être ternaires, c'est-à-dire contenir, outre du Fe et du C, un élément d'alliage, et quaternaires, avec deux éléments d'alliage, etc.

Le marquage des aciers alliés adopté en U.R.S.S. est formé d'un système de lettres et de chiffres. La lettre désigne l'élément d'alliage : Г — manganèse, C — silicium, X — chrome, H — nickel, M —

molybdène, В — tungstène, Ф — vanadium, Ю — aluminium, Т — titane, К — cobalt, Д — cuivre. Les deux premiers chiffres qui précèdent la lettre, indiquent la teneur moyenne en carbone en centièmes de pour cent, alors que les chiffres placés derrière chaque lettre caractérisent la teneur en élément d'alliage en pour cent. On n'indique pas la teneur de l'élément si elle est inférieure à 1,5%. La lettre A, à la fin de désignation de la nuance, indique que c'est un acier de qualité. Par exemple, l'acier allié de la nuance 35XH3MA est composé de 0,35% C ; de 1% Cr ; de 3% Ni ; de 1% Mo et se rapporte aux aciers de qualité.

Classification suivant la structure. Suivant la structure initiale, obtenue après un refroidissement à l'air, les aciers se divisent en cinq classes : 1) perlitique ; 2) martensitique ; 3) austénitique ; 4) ferritique et 5) lédéburitique.

La teneur en élément d'alliage de l'acier *perlitique* (ainsi que de l'acier sorbitique et troostique) est relativement faible, inférieure à 5%. Cet acier se prête bien à l'usinage et ses propriétés mécaniques s'améliorent sensiblement après le traitement thermique (trempe et revenu).

Une teneur en éléments d'alliage supérieure à 5% fait passer l'acier dans la classe *martensitique* qui possède aussi une dureté élevée mais se prête difficilement à l'usinage.

Une très grande teneur (de 10 à 30%) en éléments d'alliage (Ni, Mn ou Co) permet de conserver la structure de l'austénite aux températures ordinaires. Les aciers de ce genre comme, par exemple, les aciers inoxydables, amagnétiques et réfractaires se rapportent à la classe *austénitique*.

L'acier *ferritique* est caractérisé par une teneur élevée en éléments d'alliage (Cr, W, Si), mais la part du carbone est insignifiante ; il ne se prête pas à la trempe. Après le revenu il a une structure de ferrite alliée et contient une petite quantité de cémentite.

L'acier *lédéburitique* est caractérisé par une teneur importante en carbone et en éléments d'alliage carburigènes (Cr, W, Mn, Ti, Nb, Zr). Les carbures complexes, qui se forment dans cet acier, se répartissent dans le métal de base ; ce dernier peut avoir une structure sorbitique, martensitique ou austénitique, conditionnée par sa composition chimique.

Si un acier allié de la classe lédéburitique subit le forgeage, les inclusions de carbures se répartissent régulièrement dans le métal de base sous forme de globules isolés. Un tel acier est employé surtout pour la fabrication des outils.

Les aciers alliés, ainsi que les aciers au carbone, se divisent en aciers hypoeutectoïdes, eutectoïdes et hypereutectoïdes. Généralement, les éléments d'alliage font déplacer à gauche la ligne *SE* du diagramme fer-carbone, et pour cette raison un acier allié eutectoïde peut se former à une teneur en carbone beaucoup plus faible que 0,8%.

Classification suivant l'usage. D'après leur destination on distingue les aciers de construction, les aciers à outillage et les aciers spéciaux.

Les *aciers alliés de construction* forment d'après leur teneur en éléments d'alliage trois groupes : les aciers faiblement alliés (moins de 2% d'éléments d'alliage), moyennement alliés (de 2 à 5% d'éléments d'alliage) et à fort alliage (plus de 5% d'éléments d'alliage). Les aciers alliés de construction acquièrent, après un traitement thermique, des propriétés mécaniques plus élevées que les aciers de construction au carbone ; ce fait s'explique par leur meilleure trempabilité et, donc, par des propriétés plus homogènes suivant la section. Cet avantage est d'une grande importance surtout pour les pièces épaisses.

Les éléments d'alliage consolident la ferrite d'un acier de construction, rendent plus fins ses grains et augmentent sa stabilité de revenu.

Examinons certaines nuances des aciers de ce type.

Les aciers faiblement alliés au manganèse contiennent de 0,9 à 1,8% de Mn et jusqu'à 0,5% de C. Au sein de l'acier, le manganèse forme une solution solide avec la ferrite et l'austénite ainsi que des carbures avec le carbone, il augmente la trempabilité, car il stabilise l'austénite et réduit le point critique A_1.

Les aciers de construction d'une teneur supérieure à 1,5% en manganèse sont caractérisés par une tendance accentuée à la fragilité de revenu; lors d'un refroidissement lent après un revenu à 400—600°, leur résilience baisse brutalement.

Les aciers à manganèse d'une faible teneur en carbone possèdent de très bonnes propriétés plastiques, se prêtent facilement à l'emboutissage et au laminage à chaud et à froid. Ils se distinguent également par une bonne soudabilité.

La trempe à l'eau depuis 1 000—1 050° donne à l'acier au manganèse d'une teneur en C de 0,9 à 1% et en Mn de 12 à 14% une structure purement austénitique ; cet acier est employé pour la fabrication des pièces à ductilité et à résistance à l'usure élevées (godets et couteaux des dragues, des excavateurs, mâchoires d'un concasseur, aiguilles et croisillons des chemins de fer).

Le chrome n'est pas un élément d'alliage déficient en U.R.S.S., aussi l'industrie soviétique recourt-elle largement aux aciers au chrome. Ce dernier exerce une action favorable car il réduit la vitesse critique de la trempe et élève la trempabilité, tout en augmentant la stabilité de l'austénite.

La trempe et le revenu à haute température des aciers au chrome élèvent la charge de rupture et la limite d'élasticité ; la plasticité ne change presque pas, alors que la ductilité baisse.

Ces aciers sont largement employés dans la construction de machines. La teneur en carbone de ces alliages est de 0,15 à 0,5% et en chrome, de 0,7 à 1%.

La nuance 15XA d'une teneur de 0,15% C et d'environ 1% Cr est utilisée à une vaste échelle. Les pièces fabriquées avec cet acier subissent la cémentation. Pour assurer à la couche cémentée une structure martensitique et une dureté élevée, la trempe est exécutée dans de l'huile, et non pas dans l'eau, ce qui réduit les déformations des pièces.

L'addition de 0,1% de V modifie avantageusement la structure du métal, car elle accroît sa plasticité, réduit sa tendance à la surchauffe et élève ses propriétés mécaniques, surtout sa résilience.

La nuance 40X est utilisée pour la fabrication des vilebrequins et autres pièces de grande importance. L'acier 50XΦA est employé pour la fabrication des ressorts de haute qualité.

Pour la fabrication des pièces très chargées, comme les boulons, les goujons, les pignons, les arbres, on utilise l'acier au chrome-molybdène (36XMA). L'addition à cet acier de 0,4 à 0,55% de molybdène augmente la trempabilité, réduit la tendance à la surchauffe et corrige la fragilité de revenu. Une bonne soudabilité permet d'utiliser cette nuance dans les constructions soudées.

L'acier au silicium des nuances 55C2 et 60C2A est employé pour la fabrication de toutes sortes de ressorts ; après la trempe dans l'huile et le revenu, il possède de hautes propriétés mécaniques.

L'acier au chrome-manganèse-silicium (13XΓCA et autres nuances) se prête bien à la soudure. On l'utilise pour la fabrication des arbres, des essieux et des constructions soudées sollicitées par des charges alternatives.

Le nickel est un élément d'alliage très important et très déficient ; il convient de l'employer seulement là où il est impossible d'utiliser d'autres éléments. Il élève la trempabilité, la stabilité de l'austénite et réduit la vitesse critique de trempe.

La trempe des aciers au nickel accroît leur résistance et leur dureté sans réduire sensiblement la plasticité et la ductilité.

Les aciers alliés seulement au nickel sont relativement peu employés. Les alliages complexes, ayant dans leur composition outre le nickel encore d'autres éléments, sont beaucoup plus répandus. Ainsi, les aciers au chrome-nickel ont de bonnes propriétés mécaniques et une trempabilité élevée (jusqu'à 100 mm de profondeur) ; notamment, les nuances 37XH3A, 40XH sont utilisées pour la fabrication des pièces de sections différentes, sollicitées par des charges très élevées ; les aciers 12XH3A, 12XH4A sont employés pour la fabrication des pignons, des arbres, des axes, des essieux et d'autres pièces à cémenter. L'acier au chrome-nickel-tungstène (18XHBA) est très employé ; on l'emploie après la trempe et le revenu à basse température, ainsi qu'après une cémentation suivie de la trempe et du revenu.

Les *aciers alliés à outils* servent pour fabriquer des outils dont la tenue doit être supérieure à celle de l'acier à carbone. Leur composition chimique est déterminée par plusieurs facteurs. En premier lieu, elle est fonction du matériau à traiter, de la vitesse de coupe, de

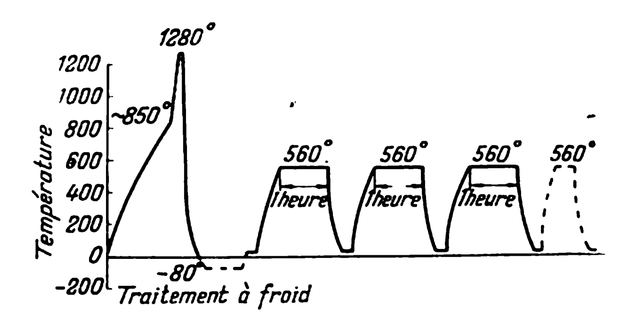


Fig. 51. Régime du traitement thermique d'un outil en acier rapide P18

l'épaisseur des copeaux et des températures développées aux arêtes de coupe.

Dans l'industrie, les outils sont fabriqués à partir des aciers faiblement alliés qui gardent une dureté élevée jusqu'à 250°, et des aciers hautement alliés qui gardent une dureté élevée jusqu'à 600°.

Les aciers faiblement alliés pour outillage X, 9XC, XΓ, XBΓ et certains autres se rapportent au groupe des aciers eutectoïde et hyper-eutectoïde. Par rapport aux aciers au carbone, leur dureté et leur résistance à l'usure sont quelque peu supérieures, ce qui signifie qu'ils peuvent garder assez longtemps leurs propriétés de coupe.

Les aciers fortement alliés à outils ont une teneur élevée en tungstène, en vanadium et en chrome, c'est-à-dire en éléments carburigènes qui permettent à l'acier de conserver sa dureté et les propriétés de coupe de l'outil aux températures élevées (stabilité à chaud).

Le plus souvent, pour la fabrication des outils, on utilise les nuances P18, (0,8% de C, 18% de W, 4% de Cr et 1,5% de V), et P9, (environ 0,9% de C, 9% de W, 4% de Cr et 2 à 2,5% de V). Ces aciers s'appellent rapides parce que les outils qu'ils permettent de créer sont employés pour réaliser des vitesses de coupe élevées. Les propriétés de coupe de l'acier rapide sont assurées par un traitement thermique correspondant.

La fig. 51 représente le schéma de la gamme des opérations de la trempe et du revenu de l'acier P18. Son échauffement pour la trempe jusqu'à 850° doit être très lent à cause de sa mauvaise conductibilité thermique, pour éviter les tensions thermiques et la fissuration. Par contre, l'échauffement de 850 à 1 280°, lorsque l'acier est devenu déjà plastique, doit être rapide pour prévenir une décarburation périphérique de l'outil. La trempe de l'acier P18 exige un échauffement très poussé (1 260—1 280°), pour assurer la dissolution des carbures secondaires dans l'austénite. Après l'échauffement les outils sont refroidis dans de l'huile.

Pour la fabrication de certains types d'outils, on recourt largement à la trempe échelonnée aux sels fondus à des températures de 500 à

550°. Cette opération réduit la tension et les déformations du métal.

La trempe donne à l'acier rapide une structure constituée par de la martensite, de l'austénite résiduelle et des carbures complexes. Après la trempe, la dureté Rockwell est de 61 à 63.

Pour fabriquer des outils ayant des propriétés bien déterminées, on les soumet après la trempe à un revenu à des températures élevées (560°). Au cours de cette opération les carbures de chrome, de tungstène et de vanadium se dégagent de l'austénite résiduelle en élevant la dureté de l'outil ; ceci correspond, en quelque sorte, à une trempe supplémentaire de l'acier. En soumettant l'acier P18 à un seul revenu, on n'assure pas la transformation de toute l'austénite résiduelle en martensite. C'est la raison pour laquelle on soumet l'acier à un revenu multiple qui comporte ordinairement trois opérations d'une heure chacune. Le traitement de l'acier rapide après la trempe par le froid à la température de 80°, pendant lequel une partie considérable de l'austénite résiduelle se transforme en martensite, permet de limiter l'opération par deux revenus à 560°.

La fig. 52,*a* représente une microstructure de l'acier rapide P18 après la coulée. Sa structure est formée de perlite, de lédéburite et des carbures secondaires. Après le forgeage et le recuit sa structure se compose d'une perlite sorbitisée et des carbures primaires et secondaires (fig. 52, *b*). Après la trempe à 1 280° (fig. 52, *c*), l'acier acquiert la structure de l'austénite, de la martensite et des carbures primaires. Le triple revenu de ce même acier à la température de 560° donne une structure formée de martensite et des carbures primaires (fig. 52,*d*). Pour élever les propriétés de coupe d'un outil fabriqué à partir de l'acier, celui-ci est soumis parfois à une cyanuration à basse température après le revenu.

Les *aciers alliés* et les *alliages aux propriétés physiques et chimiques spéciales* peuvent être divisés en cinq groupes suivants : 1) inoxydables ; 2) résistant à l'oxydation et réfractaires ; 3) résistant à l'usure ; 4) magnétiques ; 5) aux propriétés thermiques spéciales.

L'acier inoxydable se distingue par une résistance élevée à la corrosion dans divers milieux agressifs, comme l'air, les vapeurs d'eau, l'eau de mer, les solutions acides et salines, etc.

Les aciers inoxydables les plus répandus contiennent de 0,1 à 0,45% de C et de 12 à 14% de Cr. Le chrome contribue à la formation à la surface de l'acier d'une pellicule mince et dense d'oxyde de chrome qui protège la pièce contre l'attaque des milieux corrosifs.

Les aciers au chrome-nickel de la classe austénitique qui contiennent pas plus de 0,12—0,14% de carbone, 17—20% de chrome et 8—11% de nickel, se distinguent également par leur résistance élevée à la corrosion.

Les aciers et les alliages résistant à l'oxydation peuvent soutenir des températures élevées sans former d'écailles à la surface. Pour assurer ces propriétés, on introduit dans le métal du chrome, de

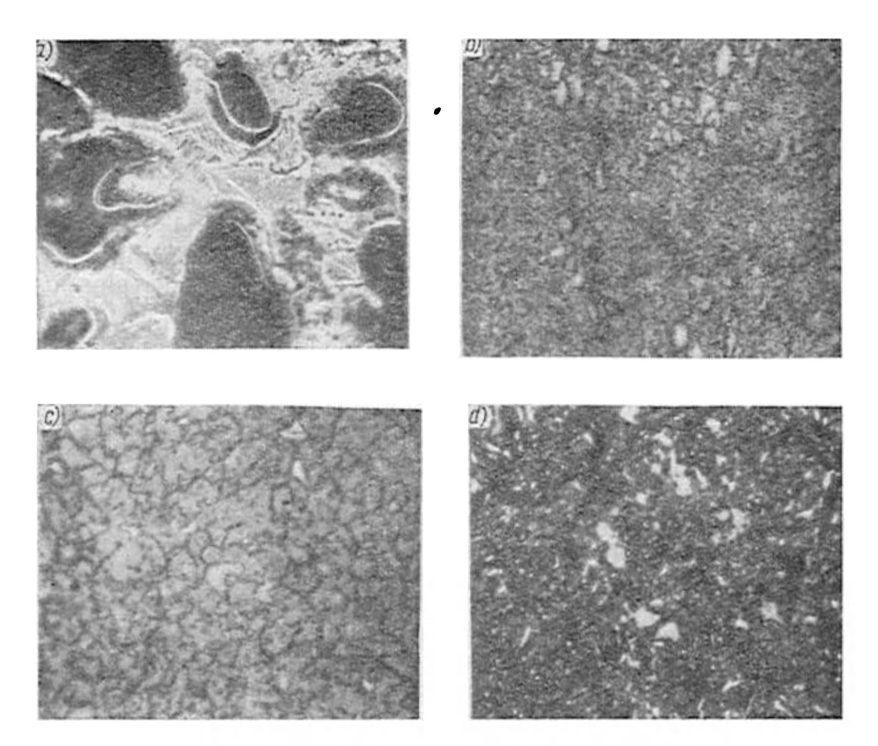


Fig. 52. Microstructures de l'acier rapide P18

a — après la coulée: structure formée par perlite+lédéburite+carbures secondaires; *b* — après forgeage et recuit: structure formée par perlite sorbitisée+carbures primaires et secondaires; *c* — après trempe à la $t = 1\ 280°$: structure formée par austénite+carbures primaires+martensite; *d* — après la trempe et le triple revenu: structure martensite+carbures primaires

l'aluminium, du silicium, qui augmentent la résistance de l'acier à l'action des gaz oxydants (corrosion par le gaz) aux températures élevées. Ces éléments contribuent à la formation de pellicules d'oxydes à la surface, qui, par la suite, protègent le métal de base.

L'acier allié avec une teneur en chrome de 12 à 14% résiste à l'oxydation jusqu'à 750—800°. Cette résistance peut être conservée à 850—1000° en poussant la teneur en chrome jusqu'à 15—17%. Enfin, une teneur en chrome de 30% permet d'assurer au métal une résistance suffisante à l'oxydation même à 1100°.

Les aciers alliés complexes d'une teneur très élevée en silicium et en chrome forment les nuances X6C, X9C2, X12ЮC, X6CM. Ils résistent également à l'oxydation jusqu'à 800—1100°.

Tous les aciers et les alliages résistant à l'oxydation sont employés pour la fabrication des pièces travaillant à de hautes températures mais qui ne sont pas soumises aux charges élevées. Dans certains cas, ces aciers sont utilisés pour la fabrication des éléments de chauffe des fours.

Les aciers et les alliages réfractaires doivent non seulement résister à l'oxydation, mais conserver aussi leurs propriétés mécaniques aux températures élevées. Ces propriétés sont obtenues en choisissant une composition chimique et un traitement thermique correspondants. Pour fabriquer des pièces travaillant à des températures et des pressions élevées, on emploie souvent l'acier au chrome-nickel-silicium de la nuance X25H20C2 contenant 23 à 27% de chrome, 18 à 21% de nickel et 2 à 3% de silicium. Les pièces des turbines à vapeur et à gaz et les soupapes sont fabriquées avec un acier plus complexe de la nuance 4X14H14B2M qui contient 13 à 15% de Cr, 13 à 15% de Ni, 2 à 2,7% de W, 0,25 à 0,4% de Mo et 0,4 à 0,5% de C.

Les aciers magnétiques se divisent en aciers doux et durs.

Les aciers magnétiques doux sont utilisés pour la fabrication des noyaux, des transformateurs, des générateurs, des moteurs électriques et des électro-aimants (aciers pour dynamos et pour transformateurs). Ces aciers doivent posséder une perméabilité magnétique élevée (μ) pour engendrer dans le noyau une grande induction magnétique sous l'action d'un courant relativement faible du bobinage de l'électro-aimant. Leur force coercitive H_c doit être plutôt petite.

Les matériaux de ce genre sont utilisés essentiellement sous forme de tôles d'une épaisseur de 0,35 à 1 mm fabriquées à partir des aciers à basse teneur en carbone (moins de 0,1%) et à teneur élevée en silicium (aciers pour transformateurs contenant de 3,8 à 4,2% de Si ; et aciers pour dynamos contenant de 0,8 à 2,3% de Si).

Les aciers magnétiques durs servent pour la fabrication des aimants permanents utilisés dans divers appareils de mesure, de radio, dans les magnétos, etc. La force coercitive H_c et l'induction rémanente B_r de ces aciers doivent être élevées.

Les aimants permanents sont confectionnés en aciers complexes alliés de Co, W, Cr, Ni, Cu et Al.

Les propriétés magnétiques élevées et la ténacité de ces alliages sont assurées non seulement par l'addition d'une certaine quantité d'éléments d'alliage, mais aussi par des traitements thermiques réalisés selon des régimes spéciaux. La trempe des aciers magnétiques durs se déroule à des températures élevées (environ 1 300°) avec refroidissement lent dans un champ magnétique ; elle est suivie d'un revenu à 600°.

Les aciers à teneur en nickel importante (de 35 à 44%) et une faible teneur en carbone (jusqu'à 0,35%) ont une structure austénitique qui assure un petit coefficient de dilatation thermique pendant l'échauffement.

Il existe trois nuances d'aciers possédant des propriétés thermiques particulières : invar (H36), platinite (H42) et élinvar (X8H36).

Entre —50° et +100° le coefficient de dilatation linéaire de l'*invar* est presque nul. Quand la température s'élève à plus de 100°, ce coefficient augmente rapidement pour dépasser à 275° l'indice de l'acier ordinaire. L'invar est employé dans la construction des appa-

reils de mesure de haute précision, comme, par exemple, les appareils géodésiques et optiques.

Le coefficient de dilatation linéaire de la *platinite* est proche de celui du verre ; elle se soude bien avec ce dernier et remplace le platine onéreux.

L'*élinvar* se distingue par son module d'élasticité qui reste constant dans l'intervalle des températures de —50° à +100°. Cette propriété permet de l'utiliser dans la fabrication des ressorts de montre, des diapasons et d'autres appareils physiques.

§ 3. Alliages durs

Les alliages durs sont employés pour la fabrication des outils qui travaillent à de grandes vitesses de coupe dans les conditions d'un échauffement élevé de l'arête (de 1000 à 1100°). Ces alliages ne se prêtent pas à l'usinage, et c'est pourquoi ils sont rechargés ou brasés sur le support de l'outil.

D'après le procédé de leur fabrication, les alliages durs peuvent être coulés ou frittés (carbures durs).

Les *alliages coulés* (*stellites*) ont une teneur élevée en métaux déficients comme le cobalt et le tungstène ; ils possèdent une dureté élevée (*HRC*60 à 65) ; leur fusion a lieu à une température très élevée. Ces alliages sont employés pour la fabrication des plaquettes ou des rondins de 5 à 10 mm de diamètre, rechargés ensuite sur l'outil pour élever la résistance de ses arêtes de coupe, ainsi que sur la partie active des estampes ou les zones de frottement des pièces de diverses machines.

Les succédanés des stellites, *sormaïte* et *stalinite*, qui ne contiennent pas d'éléments déficients comme le cobalt et le tungstène, sont plus fragiles, et c'est pourquoi leur résistance est moins élevée que celle des stellites.

Les *carbures durs* sont fabriqués de carbures de tungstène, de titane et de cobalt métalliques pulvérulents, qui sont d'abord comprimés, puis soumis au frittage.

Une fois préparés, les carbures durs se présentent sous l'aspect de petits grains de carbures de tungstène et de titane reliés l'un à l'autre par du cobalt. Ces alliages possèdent une dureté Rockwell élevée (85 et plus) qu'ils conservent jusqu'à 1 000°.

Les nuances les plus répandues sont BK2, BK3, BK6, BK10, BK15 ; leur teneur en cobalt est de 2 à 15% (le reste étant formé par des carbures de tungstène), et les nuances T5K10, T14K8, T30K4, T60K6, contenant de 6 à 10% de cobalt et respectivement 5, 14, 30 et 60% de carbures de titane (le reste étant formé par des carbures de tungstène).

Les propriétés de coupe des carbures durs sont bien meilleures que celles des aciers rapides.

CHAPITRE XI

MÉTAUX ET ALLIAGES NON FERREUX

§ 1. Aluminium et ses alliages

L'aluminium se distingue par des propriétés particulières : petit poids spécifique (2,7), conductibilités électrique et thermique élevées, plasticité et résistance à la corrosion dans de nombreux milieux agressifs. L'aluminium a un réseau cristallin cubique à faces centrées, dont les paramètres sont fonction de la pureté du métal. Les propriétés mécaniques de l'aluminium sont plutôt faibles, bien que celui-ci ait une bonne plasticité.

A l'état pur l'aluminium est très peu utilisé. On l'emploie pour la fabrication des fils électriques, des appareils chimiques, des ustensiles de ménage et comme revêtement pour d'autres métaux.

Les alliages d'aluminium sont beaucoup plus répandus ; ils forment deux classes : 1) les alliages de corroyage qu'on emploie dans le laminage, la compression, le tréfilage, le forgeage et l'estampage ; 2) les alliages de fonderie qui servent à la fabrication des pièces coulées.

Les alliages de la première classe sont caractérisés par une résistance mécanique suffisamment élevée qui est proche, dans certains cas, de celle de l'acier. Leurs propriétés plastiques, ainsi que la possibilité de les travailler à froid et à chaud, permettent de les utiliser largement dans l'industrie.

Les alliages de corroyage peuvent être divisés en deux groupes : 1) les alliages subissant un traitement thermique qui les rend plus résistants et 2) les alliages qui ne subissent pas de traitement thermique.

Parmi ces derniers l'on distingue les alliages d'aluminium et de manganèse АМЦ d'une teneur approximative de 1,3% de Mn et les alliages d'aluminium, de magnésium et de manganèse АМГ d'une teneur d'environ de 2,5% de Mg et de 0,3% de Mn.

Les nuances АМЦ et АМГ ont une résistance mécanique suffisamment élevée, une bonne plasticité, une résistance appréciable à la corrosion et se prêtent facilement au soudage. Le plus souvent, elles sont fabriquées sous forme de tôles ou de profilés.

Leurs propriétés mécaniques sont fonction de l'écrouissage ; par exemple, pour l'АМЦ recuit $R=13$ kg/mm², $A=20\%$, alors que pour l'АМЦ mi-écroui $R=16$ kg/mm² et $A=10\%$.

On compte parmi les alliages corroyés les alliages d'aluminium complexes, qui ont dans leur composition du cuivre, du nickel, du fer, du silicium et d'autres éléments.

En s'alliant à certains de ces éléments l'aluminium forme des systèmes de composants partiellement miscibles à l'état solide, ou des combinaisons chimiques qui améliorent la résistance des alliages et permettent de les traiter thermiquement. On peut, d'ailleurs, le

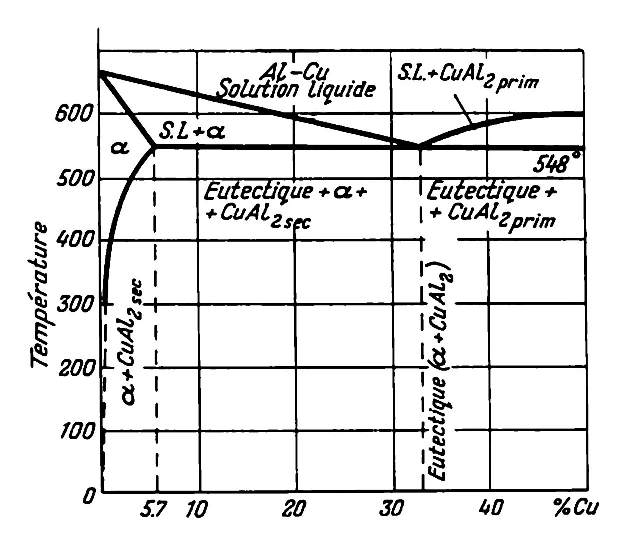


Fig. 53. Diagramme partiel aluminium-cuivre

constater en consultant le diagramme binaire aluminium-cuivre, qui forme une matrice pour plusieurs alliages techniques d'aluminium. La fig. 53 représente une partie de ce diagramme qui caractérise les alliages les plus importants. Il en ressort que l'aluminium et le cuivre forment une combinaison chimique $CuAl_2$ et des solutions solides, où la miscibilité du cuivre atteint 5,7% à la température eutectique de 548°.

Les alliages d'aluminium et de cuivre d'une teneur en cuivre inférieure à 0,5%, refroidis lentement, reçoivent une structure homogène (solution solide α du cuivre dans l'aluminium). Si la teneur en cuivre s'élève de 0,5 à 5,7%, dans les mêmes conditions de refroidissement, l'alliage reçoit une structure mixte (solution solide α dans l'aluminium + $CuAl_2$). Si cet alliage mixte est chauffé à une température supérieure à la ligne de la limite de miscibilité du cuivre dans l'aluminium la combinaison chimique $CuAl_2$ se dissout dans l'aluminium pour donner de nouveau à l'alliage une structure homogène. Cette circonstance permet de procéder à un traitement thermique qui consiste à chauffer l'alliage jusqu'à ce qu'il devienne homogène, puis à le tremper (refroidissement rapide), et à le soumettre à un vieillissement artificiel (en le maintenant un certain temps à une température de 100 à 150°).

Pendant la trempe, la combinaison $CuAl_2$ n'a pas le temps de se dégager de la solution solide α qui est maintenue ainsi à l'état métastable (sursaturé). Le retour à l'état stable de la solution solide sursaturée du cuivre dans l'aluminium s'effectue généralement au cours du vieillissement artificiel.

De petites particules (dispersées) de $CuAl_2$ se dégagent pendant le vieillissement artificiel et consolident l'alliage.

Un échauffement ultérieur des alliages ou leur maintien prolongé à 150° provoque la coagulation des particules de $CuAl_2$, ce qui aboutit de nouveau à réduire la résistance.

Les propriétés mécaniques des systèmes binaires aluminium-cuivre thermiquement consolidés peuvent être améliorées par l'introduction dans leur composition d'autres éléments d'alliage.

Les alliages d'aluminium de corroyage les plus répandus sont le duralumin et certains autres.

Le *duralumin* peut être rapporté aux alliages du système Al—Cu—Mg contenant également une certaine quantité de Mn (pour élever la résistance et la stabilité contre la corrosion), ainsi que du silicium et du fer qui sont des impuretés inévitables.

Les duralumins les plus typiques contiennent de 2,2 à 5,2% de Cu et jusqu'à 1,75% de Mg, 1% de Si, 1% de Fe, 1% de Mn. La phase essentielle qui rend le duralumin plus résistant pendant le traitement thermique est celle des particules dispersées de la composition ternaire $CuMgAl_2$.

Actuellement, on a élaboré plusieurs nuances de duralumins qui sont désignées par la lettre Д suivie d'un chiffre (numéro conventionnel de l'alliage). Le duralumin Д-1 sert à la fabrication des tôles, des rondins et des tubes ; les nuances Д-6 et Д-16 sont employées le plus souvent à la fabrication des rondins ; le duralumin Д-3П, à la fabrication du fil à rivets.

Le traitement thermique du duralumin est le suivant :

1) recuit à 360° ;

2) trempe dans l'eau ; l'alliage Д-1 est porté avant la trempe à 505—510° et les alliages Д-6 et Д-16, à 495—503° ;

3) vieillissement artificiel ou naturel.

Le vieillissement naturel est réalisé à la température ordinaire et dure plusieurs jours ; il confère au métal des propriétés mécaniques élevées, une bonne résistance à la corrosion dans divers milieux. L'élévation de la température, c'est-à-dire le vieillissement artificiel, accélère le phénomène, mais le duralumin ne reçoit pas alors le maximum des propriétés mécaniques et sa résistance à la corrosion diminue quelque peu.

La charge de rupture à la traction du duralumin (sauf la nuance Д-3П) à l'état recuit est de $R = 19 \div 21$ kg/mm² ; l'allongement $A = 18\%$ et la dureté $HB42$ à 45. Après la trempe et le vieillissement naturel, ces propriétés se modifient sensiblement (sauf la nuance Д-3П) : la charge de rupture à la traction $R = 42 \div 44$ kg/mm² ; l'allongement $A = 15 \div 17\%$. Un échauffement de courte durée à 260° après la trempe (20—40s) rend à l'alliage ses propriétés initiales. Ce phénomène porte le nom de *retour du métal* et permet d'augmenter la plasticité, ce qui est largement utilisé pour son travail à froid.

Alliages de forge et d'estampage. Les nuances de ces alliages complexes sont désignées par les symboles AK2, AK4, AK6 et AK8 (AK— «aluminiévyé kovotchnyé », «aluminium de forge »). Selon le marquage, ces alliages contiennent 1,9 à 5% de Cu, 0,4 à 1,8% de Mg, jusqu'à 0,2% de Mn, 0,5 à 1,2% de Si, 1 à 2,3% de Ni.

Les pièces de forge, fabriquées à partir d'un de ces alliages, sont chauffées jusqu'à 510—520°, trempées dans l'eau et soumises pendant 12—18 heures au vieillissement artificiel à la température de 150 à 160°.

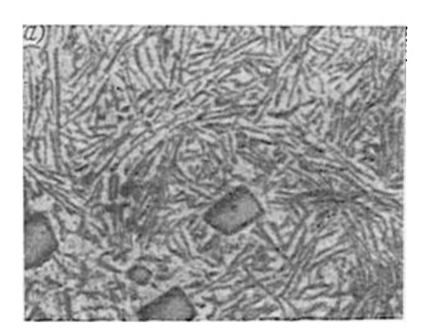
Les alliages en question sont employés à la fabrication des pistons (AK2), des palettes, des vis, des carters, des moteurs, des turbines, des pompes (AK6), des bagues, des disques, des couvercles et d'autres pièces.

Alliages de fonderie. Ils sont marqués par les lettres AJI (« aluminiévyé litéinyé», «aluminium de fonderie») et les chiffres qui représentent les numéros conventionnels des alliages.

Les éléments essentiels qui les constituent sont le silicium, le cuivre, le magnésium et le zinc. Les alliages d'aluminium d'une teneur en Si de 8 à 14% s'appellent *alpax*. Les alliages AJI2 (10 à 13% de Si et 0,8% de Cu) et AJI4 (8 à 10% de Si, 0,3% de Mg et jusqu'à 0,5% de Mn) ont de bonnes propriétés de fonderie, une plasticité suffisante et une bonne résistance à la corrosion.

La trempe et le vieillissement influent très peu sur les caractéristiques mécaniques de l'alpax. Pourtant sa résistance peut être élevée naturellement s'il est affiné à l'état liquide par une faible addition de sodium.

Cette modification de l'alpax fondu est réalisée généralement par l'introduction du sodium métallique dans la poche de coulée à raison de 1% du poids du métal ou d'un mélange de fluorure (2/3) et de chlorure (1/3) de sodium à raison de 2% du poids du métal. Comme on peut le constater d'après la fig. 54, la modification provoque un changement de la structure de l'alpax. L'examen sous microscope montre



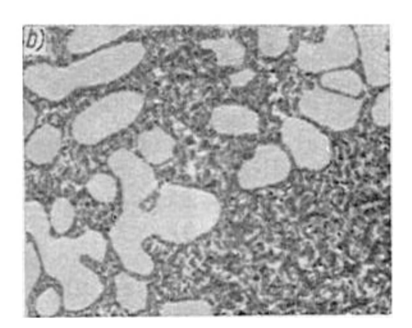


Fig. 54. Microstructures de l'alpax
a — avant modification; *b* — après modification

les dégagements primaires clairs de l'aluminium et l'eutectique à grains fins avec des dégagements de silicium sous forme de globules. Cette structure améliore les caractéristiques mécaniques ; la charge de rupture R s'élève de 12—16 à 18—22 kg/mm², l'allongement unitaire A, de 1 à 3—10%.

Les alpax des nuances АЛ2 et АЛ4 sont employés pour la coulée en sable comme pour la coulée en coquilles.

En ajoutant à l'alpax du manganèse, du cuivre et du zinc, on peut élever sensiblement leurs caractéristiques mécaniques.

Les alliages de fonderie des nuances АЛ6 (avec addition de 2 à 3% de Cu), АЛ8 (avec addition de 7 à 14% de Cu) et АЛ11 (avec 10 à 14% de Zn) peuvent être reportés au groupe des alpax spéciaux. Leurs propriétés de fonderie, sauf АЛ11, sont inférieures à celles des alpax simples АЛ2 et АЛ4, par contre ils supportent mieux la consolidation par la trempe et la maturation.

§ 2. Magnésium et ses alliages

Le poids spécifique du magnésium est environ de 1,7 ; ses alliages sont les plus légers de tous les matériaux métalliques employés. Sa température de fusion est de 650°, celle de son ébullition, de 1007°. Le magnésium s'enflamme facilement ; il brûle d'une flamme aveuglante en dégageant beaucoup de chaleur.

Les propriétés mécaniques du magnésium, et surtout sa limite d'élasticité, sont très basses ; c'est pourquoi dans la construction de machines on ne l'emploie pas à l'état pur. Ses alliages possèdent des caractéristiques mécaniques meilleures, ce qui permet de les utiliser dans l'industrie à une échelle suffisamment large.

Les éléments d'alliage essentiels sont l'aluminium, le zinc et le manganèse. L'aluminium dont la teneur dans l'alliage peut atteindre jusqu'à 11%, élève la dureté, la charge de rupture et la fluidité. Le zinc (jusqu'à 2%) élève la plasticité (allongement) et améliore les propriétés de fonderie. L'addition de manganèse (de 0,1 à 0,5%) augmente la résistance à la corrosion.

De petites additions de cérium, de zirconium et de béryllium contribuent à la formation d'une structure à grains fins qui assure une plasticité suffisante tout en réduisant l'oxydabilité à chaud.

Les alliages de magnésium peuvent être divisés en deux classes :

1) les alliages de forge et de laminage des nuances МА1 (jusqu'à 0,3% d'Al, 1,3—2,5% de Mn) et МА2 (jusqu'à 3—4% d'Al, 0,6% de Zn et 0,5% de Mn) ;

2) les alliages de fonderie des nuances МЛ4 (5 à 7% d'Al, 2 à 3% de Zn, jusqu'à 0,5% de Mn) et МЛ5 (8% d'Al, 0,6% de Zn, jusqu'à 0,5% de Mn).

Les *alliages de forge et de laminage* МА1 et МА2 sont employés surtout pour le forgeage à chaud et l'estampage de diverses pièces. On les utilise plus rarement sous forme de tôles, de tubes et de rondins.

Leur charge de rupture est de $R=21\div26$ kg/mm^2 ; l'allongement $A=8\%$.

Les *alliages de fonderie* МЛ4 et МЛ5 ont trouvé un large emploi dans la fabrication des pièces de forme, bien que les propriétés de fonderie de ces alliages soient inférieures à celles de l'aluminium.

Le traitement thermique permet d'élever sensiblement les caractéristiques mécaniques des alliages de magnésium. Il consiste à chauffer l'alliage jusqu'à 380° (МЛ4) ou 415° (МЛ5), à le tremper à l'air et à le soumettre à un vieillissement pendant 15—16 heures à 175°. Ce traitement permet d'élever la charge de rupture de 16—17 à 25 kg/mm^2.

§ 3. Cuivre et ses alliages

Cuivre. Le cuivre est un métal de valeur, employé dans divers domaines techniques. C'est un métal remarquable du point de vue de sa conductibilité électrique et de sa conductibilité thermique très élevées, il se distingue également par sa faible oxydabilité, sa plasticité ($A=$jusqu'à 50%) et sa propriété de former des alliages très importants pour l'industrie, comme les bronzes et les laitons.

Pour satisfaire les besoins de l'industrie moderne, on fabrique actuellement diverses nuances du cuivre dont la composition chimique est standardisée par les normes d'Etat. Il importe d'indiquer qu'il suffit d'une quantité infime d'impuretés pour modifier d'une manière sensible les propriétés du cuivre métallique. Ainsi, par exemple, la conductibilité électrique du cuivre technique d'une teneur de 0,013% d'O, de 0,24% d'Al et de 0,55% de Sb est trois fois inférieure à celle du cuivre pur. Le plomb, le bismuth et certains autres éléments influent peu sur sa conductibilité électrique, mais ils altèrent sensiblement sa plasticité.

Les caractéristiques mécaniques du cuivre pur sont relativement faibles et dépendent du degré de sa déformation (corroyage).

A l'état pur, le cuivre est employé pour la fabrication des câbles, des barres ou des fils.

Les alliages de cuivre sont largement répandus. La fusion du cuivre avec d'autres éléments augmente, dans certains cas, la charge de rupture, et dans d'autres, permet d'améliorer les propriétés anticorrosives et antifriction.

Les alliages de cuivre se divisent en deux classes fondamentales : les laitons et les bronzes.

Laitons. Les laitons sont les alliages du cuivre avec le zinc. L'introduction dans ces alliages de quantités importantes d'étain, de nickel, de manganèse, d'aluminium et d'autres éléments élève leur dureté, leur résistance et améliore plusieurs autres propriétés. Les alliages cuivre-zinc formés de trois, de quatre ou plus de composants sont désignés par le nom de *laitons spéciaux*.

Le diagramme Cu—Zn, qui est à la base des laitons, est représenté sur la fig. 55. Il en ressort que lorsque l'on refroidit lentement un laiton contenant jusqu'à 39% de Zn, celui-ci acquiert une structure homogène formée par les cristaux de la solution solide du zinc dans le cuivre (phase α) (fig. 56,*a*). Dans cet état, le laiton possède une élasticité élevée, mais sa dureté est relativement faible. Quand la teneur en zinc est de 39 à 46%, le métal acquiert une deuxième composante structurale, la phase β (fig. 56, *b*), qui est une solution solide formée sur la base d'une composition intermétallique Cu—Zn.

L'apparition de la phase β aboutit à élever quelque peu la résistance et la dureté du laiton. La résistance de la phase β pure (laiton β) atteint le maximum, mais sa plasticité est très basse pour les al ages du cuivre avec le zinc ; c'est pourquoi on emploie le plus souvent le laiton α ou (α+β), dont les structures sont représentées sur la fig. 56.

Les laitons à deux phases (α+β) sont utilisés le plus souvent pour fabriquer des tubes, des tôles, des rondins, des profilés divers et d'autres produits mi-finis. Les laitons homogènes (α) et à deux phases (α+β) se prêtent bien au travail à chaud et à froid avec des recuits intermédiaires.

Un facteur important pour assurer au laiton des propriétés élevées est de contrôler pendant son traitement la grosseur des grains

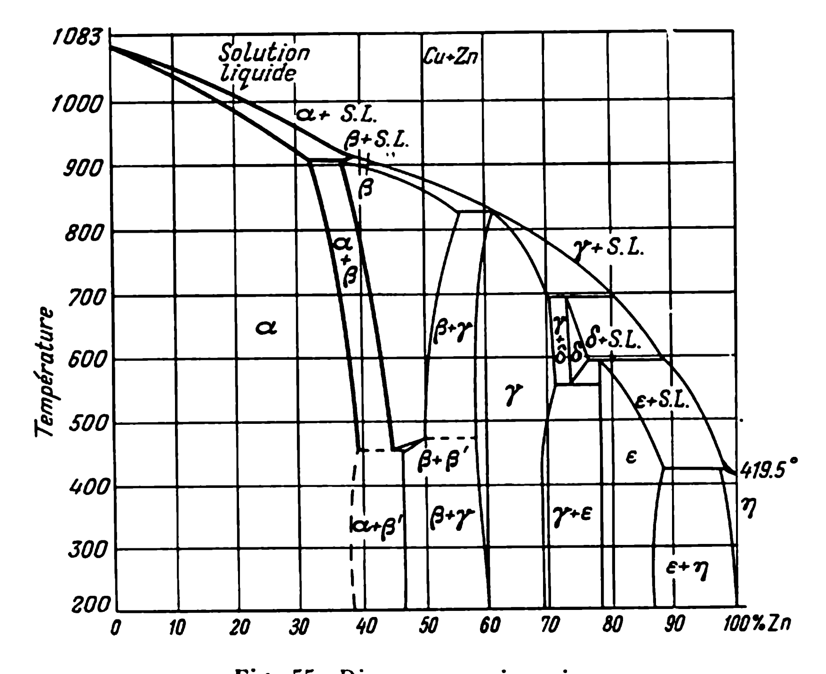


Fig. 55. Diagramme cuivre-zinc

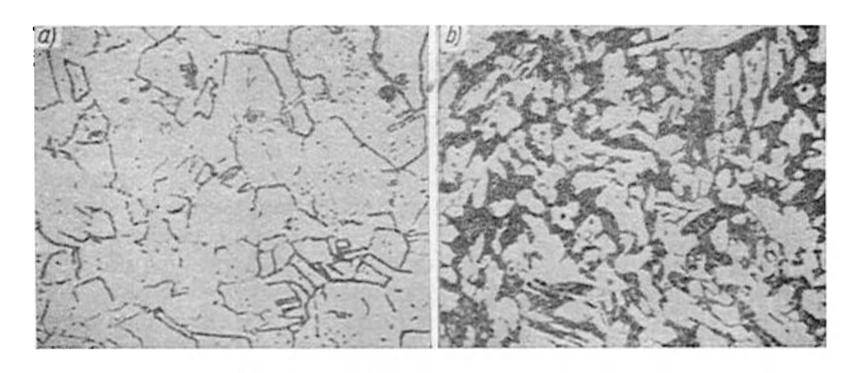


Fig. 56. Microstructures du laiton
a — laiton α; b — laiton (α+β)

du métal, qui ne doit pas être supérieure à 0,05 mm. Le bismuth et le plomb exercent une influence néfaste sur la traitabilité des laitons α travaillés à chaud ; ceci s'explique par la formation d'eutectiques facilement fusibles, qui se déposent sur le contour des grains et augmentent, par conséquent, la fragilité à chaud du laiton.

Le marquage du laiton est effectué en U.R.S.S. selon le principe suivant. Au début, on place la lettre Л, la première du mot « laiton ». Puis, les lettres désignant les éléments principaux qui font partie de la composition du laiton, et les chiffres indiquant la teneur moyenne de ces éléments en pour cent. Ainsi, par exemple, la nuance ЛТ96 indique que c'est un alliage de laiton, le tombac (T), d'une teneur de 96% en Cu et en Zn. La nuance ЛМЖЦ-59-1-1 indique que le laiton contient 59% de Cu, 1% de Fe, 1% de Mn ; le reste est formé par du Zn.

Les propriétés des laitons spéciaux qui contiennent de l'aluminium, du manganèse, du silicium, du nickel et d'autres éléments se distinguent sensiblement de celles du laiton ordinaire. Ainsi, par exemple, le laiton au manganèse ЛМЦ-58-2 et au fer-manganèse ЛМЖЦ-59-1-1 ont une charge de rupture très élevée (R=jusqu'à 65 kg/mm^2) ; le laiton au nickel ЛН-65-5 a des propriétés anticorrosives élevées ; le laiton à l'aluminium-nickel АЛН-59-3-2 possède une résistance élevée et de bonnes propriétés anticorrosives.

Bronzes. On appelle *bronzes* les alliages du cuivre avec plusieurs autres éléments : étain, aluminium, silicium, manganèse, fer et béryllium.

La fig. 57 représente une partie du diagramme cuivre-étain qui constitue la matrice des alliages ordinaires de bronze. C'est le côté gauche du diagramme, limité par une teneur en Sn de 25 à 30%, qui présente un intérêt pratique.

Le diagramme montre que si l'on refroidit lentement les alliages cuivre-étain d'une teneur en Sn inférieure à 14%, ces métaux forment

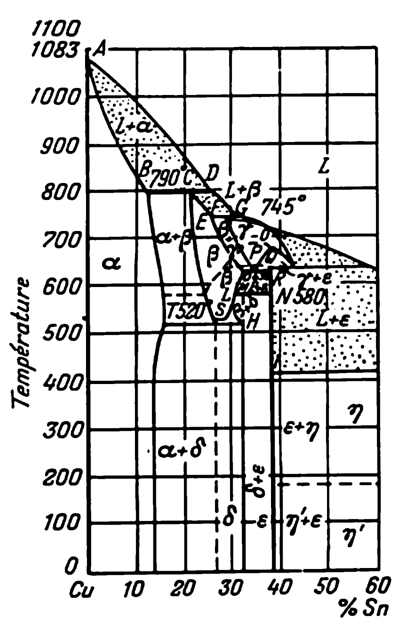


Fig. 57. Diagramme partiel cuivre-étain

des grains de la solution solide α de l'étain dans le cuivre (bronze homogène). Dans le domaine de la phase α, les propriétés mécaniques du bronze ordinaire se modifient de la façon suivante. En ajoutant de l'étain, on augmente la dureté et la résistance de l'alliage ; si la teneur en Sn s'élève jusqu'à 5%, sa plasticité augmente, puis décroît brusquement. Si la teneur en étain est supérieure à 14%, le bronze se transforme en un métal mixte. Sa structure est alors formée par les grains de la solution solide qui voisinent avec des îlots d'eutectoïdes (alpha+Cu_3Sn_8).

La fig. 58 représente la structure du bronze à 7% de Sn. Elle est formée par la solution solide α de l'étain dans le cuivre et l'eutectoïde (α+δ).

La présence dans les bronzes de la combinaison Cu_3Sn_8 les rend plus durs et plus fragiles.

Les bronzes à l'étain forment deux classes : les bronzes à l'étain de forge et de laminage, d'une teneur en Sn jusqu'à 6%, et de fonderie, d'une teneur en Sn supérieure à 6%.

On appelle *bronzes spéciaux* les alliages à matrice de cuivre dont les éléments principaux d'addition sont Al, Ni, Mn, Si, Fe, Be et autres.

Les bronzes spéciaux peuvent remplacer avec succès les bronzes à l'étain déficients, ce qui est très important du point de vue économique.

Le système du marquage des bronzes spéciaux est le même que pour le laiton. On inscrit au début les lettres Бр (bronze), puis la première lettre des éléments formant l'alliage et les chiffres qui indiquent la teneur moyenne de ces éléments en pour cent.

Examinons certaines nuances des bronzes spéciaux.

Les bronzes d'une teneur de 4 à 11% en Al possèdent des propriétés mécaniques élevées et une bonne résistance à la corrosion qui est de beaucoup supérieure à celle du bronze à l'étain et du laiton.

Les bronzes à l'aluminium ont de bonnes propriétés de fonderie et sont utilisés, dans certains cas, pour la fabrication des pièces coulées. Les nuances БрА5, БрА4 sont employées dans les laminages pour la fabrication des tôles, des rubans, des rondins et du fil ; avec addi-

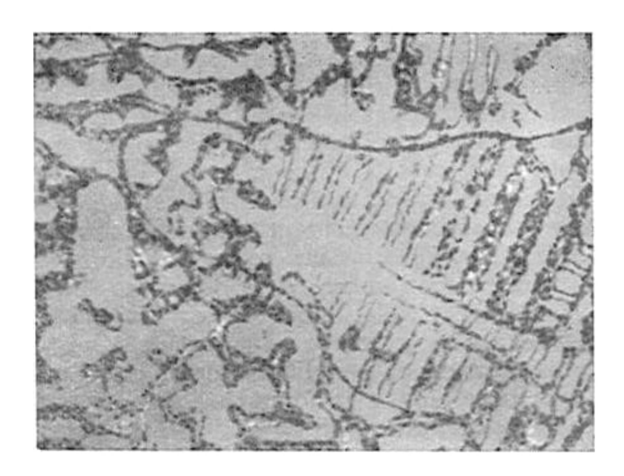


Fig. 58. Microstructure du bronze à l'étain après la coulée (7% Sn)

tion de fer et de manganèse les nuances БрАЖ9-4, БрАЖМЦ10-3-1,5 et БрАМЦ9-2 sont adaptées pour le coulage des pièces façonnées et le travail par pression, surtout pour le forgeage et l'estampage ; les bronzes avec addition de fer et de nickel des nuances БрАЖН10-4-4 et БрАЖН11-6-6 possèdent des caractéristiques mécaniques élevées, ils sont résistants à l'usure et suffisamment réfractaires. On les emploie pour la fabrication des armatures des fours et des pièces des machines et des mécanismes soumises au frottement.

Les bronzes au silicium associent heureusement les propriétés mécaniques élevées, l'antifriction et la résistance à la corrosion avec de bonnes propriétés de fonderie et de soudage. Les bronzes au silicium avec des additions de manganèse, de nickel, de zinc et de plomb remplacent les bronzes à l'étain dans les cas particuliers.

Les bronzes au béryllium se distinguent par des caractéristiques mécaniques élevées, par leur résistance à la corrosion, par leur propriété antifriction et par une bonne plasticité. En outre, ils ont une conductibilité électrique et une conductibilité thermique élevées.

La teneur du bronze en béryllium peut atteindre jusqu'à 2%. La solubilité du béryllium dans le cuivre à la température de 860° est de 2,8% ; à la température ordinaire, la solubilité baisse jusqu'à 0,2%. Cela permet de procéder au traitement thermique du bronze au béryllium. L'alliage trempé (à 800°) est soumis au vieillissement artificiel à 250—350° qui lui communique une résistance et une élasticité élevées.

Le bronze au béryllium est utilisé pour la fabrication des ressorts des bornes électriques, des membranes, des mécanismes des montres et d'autres pièces élastiques.

§ 4. Alliages antifriction

Les alliages antifriction sont le plus souvent employés pour la fabrication des coussinets des paliers, et c'est pourquoi on les appelle les alliages *pour coussinets.*

Les antifrictions doivent satisfaire à de nombreuses exigences. Ils doivent assurer un frottement minimum du maneton d'un arbre contre le coussinet, prévenir l'usure excessive et l'échauffement des surfaces de frottement. En outre, on exige de ces alliages une tenue importante aux charges spécifiques élevées, une résistance et une dureté suffisantes sous l'action de la chaleur, ils doivent également se roder le plus rapidement possible à l'arbre auquel ils servent de support et contribuer ainsi à la formation d'un film d'huile sur la surface du coussinet lors du graissage.

Les antifrictions actuels peuvent être divisés en babbits, bronzes antifriction, fontes antifriction et antifrictions non métalliques.

Les *babbits* sont employés pour le garnissage des paliers, car ils contribuent à la réduction du frottement et de l'usure des parties frottantes. Les babbits ne doivent pas être plus durs que le métal du maneton, car ils pourraient l'endommager en formant des stries sur sa surface. Ces alliages sont formés par de l'étain, de l'antimoine, du plomb, du cuivre et dans certains cas, par d'autres éléments antifriction.

Les babbits employés dans la production sont à base de plomb et d'autres métaux moins chers que l'étain.

Le système de marquage des babbits comporte des lettres et des chiffres ; Б désigne la dénomination, alors que le chiffre indique la teneur moyenne de l'étain en pour cent. Si un babbit compte encore des additions spéciales, on place après Б une deuxième lettre indiquant le nom ou la nature de l'addition. Ainsi la nuance Б83 à haute teneur en étain signifie que la teneur en Sn est de 83%, la nuance БН, que le babbit a une addition de nickel, la nuance БТ, que l'alliage comporte du tellure.

Les meilleurs alliages pour coussinets sont les babbits à haute teneur en étain des nuances Б83 et Б89 : ils assurent un faible coefficient de frottement avec graissage ou sans, sont suffisamment résistants et commencent à fondre à 240—250°. C'est pourquoi on les emploie dans des constructions de machines pour la fabrication des pièces de grande importance.

On utilise également une série de nouveaux alliages antifriction normalisés БН (au nickel), БТ (au tellure) et d'autres pour remplacer le babbit Б83 dans les paliers.

Les services ferroviaires emploient en qualité d'antifriction standardisée le babbit au calcium, qui contient, outre le plomb, 0,8 à 1,1% de Ca et 0,75 à 1% de Na.

Les bronzes antifriction sont employés pour la fabrication des roulements et d'autres pièces comportant des surfaces de frottement

soumises à des charges spécifiques élevées. Les bronzes utilisés sont à l'étain et au plomb (4—16% de Pb). Ces derniers temps, on a commencé à ajouter au bronze à l'étain-plomb de 2 à 7% de Zn. Les bronzes antifriction à plomb pur et d'autres types sont largement répandus.

Les fontes antifriction sont employées dans les paliers qui travaillent à des pressions spécifiques élevées, mais à des vitesses réduites. Les coussinets et autres pièces de frottement sont ordinairement fabriqués à partir des fontes grises de qualité des nuances СЧЦ et СЧЦ2 d'une teneur de 3,2 à 3,6% de C, de 2,2 à 2,4% de Si, de 0,6 à 0,9% de Mn ; cette fonte a une structure perlitique à teneur normale en inclusions de graphite dans la matrice. Sa dureté est *HB* 170 à 229.

Dans la construction de machines on utilise de plus en plus les antifrictions non métalliques, comme le textolite, le viosite, les bois comprimés, etc.

§ 5. Titane et ses alliages

Le titane est un métal que l'on a commencé à utiliser dans l'industrie ces dernières années. C'est un métal d'un blanc argenté dont la température de fusion est d'environ 1668° ; son poids spécifique est de 4,505.

Le titane compte deux formes allotropiques : α qui existe jusqu'à 885°, et β qui se forme au-dessus de cette température. Le titane techniquement pur possède une résistance élevée $R=66$ kg/mm² ; $A=35\%$; *HB*230. La charge de rupture de la plupart de ses alliages varie de 100 à 140 kg/mm², leur allongement est très élevé.

La dureté, la charge de rupture et la limite d'élasticité du titane s'élèvent avec l'augmentation du degré de déformation à froid. Lorsque la déformation à froid est supérieure à 50% l'allongement diminue brusquement jusqu'à 10%. Les impuretés contenues dans le titane employé dans l'industrie peuvent être classées en deux groupes : 1) les impuretés formant des solutions solides interstitielles (O_2, N, C et H_2), et 2) les impuretés formant des solutions solides de substitution (Fe et autres métaux). L'action des impuretés du premier groupe sur les propriétés mécaniques est plus forte que celle du second groupe.

Des quantités même très faibles d'oxygène et d'azote altèrent la plasticité. La teneur en carbone supérieure à 0,2% réduit la plasticité et la résilience.

On suppose que la fragilité du titane est due au vieillissement mécanique conditionné par l'hydrogène dissous dans la phase β. Lors du traitement thermique il convient, si c'est possible, d'employer une atmosphère oxydante exempte de vapeurs d'eau.

La consolidation du titane et de ses alliages est assurée par le traitement thermique superficiel comportant un vieillissement à une

température de 400 à 540°, ou en formant une couche superficielle contenant de l'azote, du carbone et du bore.

Les alliages de titane employés dans l'industrie peuvent être alliés au vanadium, au molybdène, au chrome, au manganèse, à l'aluminium, à l'étain, au fer, etc.

Ils peuvent subir des traitements thermiques, chimiques ou être consolidés par l'écrouissage.

La combinaison des propriétés mécaniques élevées, du faible poids spécifique et de la résistance chimique élevée a permis d'employer le titane dans la construction des avions supersoniques.

CHAPITRE XII

NOTION DE LA CORROSION DES MÉTAUX ET DES ALLIAGES

§ 1. Corrosion des métaux et des alliages

Presque tous les métaux et les alliages en service se dégradent sous l'effet de la corrosion. La *corrosion* est l'attaque chimique des surfaces métalliques par un milieu agressif extérieur. Elle se traduit généralement par l'altération de la surface du métal. Parmi les agents les plus courants de la corrosion il y a l'air, l'eau de mer, les sols, les acides, les alcalis, les composés organiques, etc.

L'expérience montre que ce genre de destruction dépend surtout des trois facteurs suivants : 1) de la nature chimique du métal ou de la composition de l'alliage et de leur structure ; 2) de la nature chimique du milieu et de sa teneur en matières corrosives (oxygène, humidité, acides, alcalis, etc.) ; 3) de la température du milieu ambiant.

Suivant le caractère de la corrosion on distingue : 1) la *corrosion uniforme*, quand le métal ou l'alliage se dissout régulièrement sur toute la surface ; 2) la *corrosion localisée*, qui altère seulement certains secteurs de l'alliage ou du métal ; 3) la *corrosion sélective*, quand on observe la destruction de certains composants de structure ; 4) la *corrosion intercristalline*, quand l'attaque chemine en profondeur en suivant les joints des cristaux.

Suivant le mécanisme de l'attaque, l'on distingue également la corrosion chimique et la corrosion électrochimique.

La *corrosion chimique* se produit selon les principes de la cinétique chimique ; à l'état pur, elle a lieu seulement dans le cas où l'eau ne se condense pas à la surface du métal. Un exemple typique nous est fourni par l'oxydation et la brûlure des soupapes par les produits de

combustion dans les moteurs à combustion interne. C'est à ce groupe que se rapporte également la corrosion du métal par des milieux non électrolytiques d'origine organique comme le pétrole sulfureux et le mazout.

L'attaque chimique forme à la surface du métal une pellicule des produits de la corrosion, le plus souvent d'oxydes. Parfois ces pellicules peuvent préserver le métal de base et le transformer en élément passif par rapport au milieu ambiant. Ainsi, une des solutions pour la protection du métal contre la corrosion est la formation d'une pellicule passivante continue sur toute la surface du métal.

Une telle protection ne devient possible que dans le cas où le volume de l'oxyde formé par la corrosion V_{ox} est supérieur à celui du métal oxydé $V_{\text{mét}}$, c'est-à-dire si $V_{ox} > V_{\text{mét}}$.

Les pellicules d'oxyde relativement denses qui peuvent protéger le métal de l'oxydation ultérieure se forment à la surface de l'aluminium, du plomb, de l'étain, du nickel et du chrome. Les pellicules d'oxyde spongieuses apparaissent lors de l'oxydation du baryum, du calcium et du magnésium. Au cours de l'oxydation du fer dans l'air sec ou dans une atmosphère d'oxygène, la pellicule qui se forme est aussi suffisamment dense ; mais quand son épaisseur augmente, elle se fissure et se stratifie.

La *corrosion électrochimique* a lieu dans des électrolytes liquides où les ions se déplacent librement. Au contact de la surface du métal avec la solution de l'électrolyte, les atomes passent dans la solution sous forme d'ions en laissant dans le métal une quantité équivalente d'électrons.

La tendance des atomes d'un métal de passer dans une forme ionique et de se dissoudre dans l'électrolyte liquide est déterminée par le potentiel électrochimique. Le potentiel électrochimique caractérise la tension du courant électrique qu'il faut appliquer à l'interface métal solide—électrolyte liquide pour empêcher le métal de libérer son ion dans la solution. Le potentiel électrochimique est une grandeur proportionnelle à l'énergie du passage dans la solution d'un ion du métal dans les conditions données. Le tableau 3 donne les potentiels électrochimiques pour le cas de la dissolution de certains métaux dans une solution normale d'un sulfate (potentiels électrochimiques normaux).

Plus le potentiel électrochimique normal est négatif, plus la tendance du métal à se dissoudre dans les électrolytes est grande (solutions aqueuses des sels, des acides et des alcalis). Ainsi, l'allure de la dissolution du plomb, c'est-à-dire sa corrosion dans une solution diluée d'acide sulfurique, est beaucoup plus lente que celle du fer, etc.

Il faut signaler également un autre aspect de la corrosion dans les électrolytes. Si l'on plonge deux métaux en contact dans un électrolyte, ils forment ce qu'on appelle un couple galvanique caractérisé par une certaine différence de potentiel.

Tableau 3

Potentiels électrochimiques de certains éléments

Métal	Potentiel électrochimique normal, en V	Métal	Potentiel électrochimique normal, en V
Cuivre	+0,33	Cadmium	−0,4
Bismuth	+0,28	Fer	−0,44
Antimoine	+0,22	Chrome	−0,56
Etain	−0,1	Zinc	−0,76
Plomb	−0,12	Manganèse	−1,1
Nickel	−0,23	Aluminium	−1,34
Cobalt	−0,29	Magnésium	−1,53

La formation de ce couple provoque dans le système considéré la dissolution du métal ayant le plus grand potentiel électrique négatif. Ce métal constitue l'anode et envoie ses ions dans la solution de l'électrolyte ; quant au deuxième métal au potentiel négatif plus faible, il forme la cathode et ne se dissout pas dans l'électrolyte en présence du premier métal ; ainsi, si on prend le couple fer-zinc et si on le plonge dans un électrolyte (par exemple, une faible solution d'acide sulfurique), le zinc se dissout plus vite que le fer et prévient l'oxydation de ce dernier (le potentiel électrique du zinc ayant une grandeur négative plus élevée que celui du fer).

Pendant la corrosion les couples galvaniques peuvent se former non seulement entre les métaux aux potentiels électriques égaux mis en contact, mais également entre de petits cristaux d'un même alliage, au cas où la composition chimique et les propriétés physiques de ces cristaux sont différentes.

Lors de l'immersion d'un alliage hétérogène dans un électrolyte, des secteurs anodiques et cathodiques microscopiques se forment à la surface de l'alliage, qui engendrent à leur tour des couples galvaniques microscopiques ou même submicroscopiques, conditionnant l'attaque de l'alliage. Dans certains cas, la corrosion pénètre profondément dans le métal et suit les joints des grains (corrosion intergranulaire).

§ 2. Procédés de protection des métaux et des alliages contre la corrosion

La plupart des procédés consistent à choisir judicieusement la composition chimique et la structure (rationnelles du point de vue de la protection contre la corrosion) des métaux ou des alliages à

partir desquels les pièces seront fabriquées, et à assurer à ces pièces une conservation et un transport rationnels. Il importe surtout de procéder à temps aux mesures de protection nécessaires.

La tendance du métal ou de l'alliage à la corrosion est déterminée d'abord par sa nature chimique et l'homogénéité de sa structure. Si des secteurs microscopiques (des grains) se distinguent par leur composition chimique et leur structure, la corrosion du métal est accélérée par la formation d'éléments galvaniques microscopiques. C'est la raison pour laquelle les métaux ayant une structure homogène résistent mieux à la corrosion que les métaux composés de plusieurs phases.

Un facteur non moins important pour la protection contre la corrosion est de choisir la forme de la pièce à construire. En effet, il est recommandé de construire les pièces de façon à ce que leur configuration ne permette pas l'accumulation de l'eau dans les rainures, les angles, les abouts, etc. D'autre part, les pièces d'accouplement devront être fabriquées en matériaux ayant des caractéristiques corrosives similaires (potentiel d'électrode normal).

Les procédés essentiels de la protection des métaux et des alliages contre la corrosion sont :

1) l'alliage des métaux et la création d'alliages chimiquement stables d'une composition spéciale ;

2) la création à la surface des pièces métalliques de pellicules continues d'oxydes limitant la profondeur intéressée par la corrosion ;

3) l'exécution des revêtements métalliques ;

4) la protection de la surface par une couche de vernis ou de peinture.

L'*introduction d'éléments d'alliage* dans la composition de certains métaux (surtout dans celle de l'acier et de la fonte) permet d'élever, dans certains cas, leur résistance à la corrosion. Ce but peut être atteint par l'introduction d'une grande ou parfois d'une petite quantité d'éléments d'alliage. Dans le premier cas, leur teneur peut atteindre de 20 à 30% (acier inoxydable). Les éléments d'alliage forment toujours avec le métal de base des solutions solides (acier austénitique, bronze à l'aluminium, etc.), ce qui a pour effet d'élever sensiblement sa résistance à la corrosion. Ainsi, par exemple, de faibles additions de cuivre et de chrome (moins de 1%) élèvent la résistance à la corrosion de l'acier.

Lorsque la proportion des éléments d'alliage dans le métal est faible, ils participent à la formation d'une pellicule d'oxyde (passivante), ou influent sensiblement sur la grandeur du potentiel électrique de la matrice des alliages.

Pour certains métaux et alliages la *pellicule d'oxyde* passivante peut être formée artificiellement en les soumettant à un traitement dans un milieu acide ou alcalin en présence d'oxydants très actifs (oxydation anodique). Parfois, on est obligé de former sur les pièces fabriquées en métal ou en alliage légers sensibles à la corrosion un

revêtement constitué par un autre métal plus résistant capable d'isoler la pièce du milieu d'attaque.

Actuellement la *protection par revêtement métallique* est largement employée dans l'industrie. On distingue deux types de revêtements métalliques : la protection anodique et la protection cathodique.

Un revêtement anodique est constitué de métaux ayant un potentiel d'électrode négatif (élasticité de solubilité) plus élevé que le métal à protéger. Au cours de la corrosion, les protections anodiques se dissolvent et préservent la pièce de la destruction. Elles ne craignent pas les égratignures et autres endommagements de la couche extérieure, car dans ces conditions ce n'est que le revêtement lui-même qui est détérioré.

La protection cathodique consiste à revêtir le métal à protéger par des métaux à faible élasticité de solubilité, c'est-à-dire au potentiel d'électrode négatif moins élevé. Tant que cette protection couvre tout le métal en interdisant ainsi tout contact avec le milieu corrosif, la pièce est préservée de la corrosion ; mais une fois cette couche très mince endommagée (égratignures, destructions mécaniques, etc.), le métal dont la protection est perturbée se désagrège plus facilement en présence d'un électrolyte.

Pour la protection anodique des métaux ferreux l'on utilise le zinc et le cadmium, et pour la protection cathodique, le cuivre, l'étain, le plomb, le nickel, etc.

Tout revêtement métallique doit être continu ; la surface des articles revêtus ne doit pas comporter d'égratignures, de stries, etc.

Les revêtements métalliques sont portés à chaud, par le procédé électrolytique ou au pistolet (shoopage).

Le revêtement par l'étain fondu est utilisé pour la fabrication du fer-blanc (boîtes de conserves, étamage des chaudières pour la préparation des aliments, etc.). Le zingage à chaud est employé pour le revêtement des tôles en fer, des conduites d'eau et d'autres pièces. Le plombage à chaud préserve de la corrosion l'appareillage chimique.

La protection des pièces par dépôts électrolytiques consiste à les placer dans des bains galvaniques où le courant électrique assure le dépôt du métal sur la surface de la pièce à traiter. On recourt largement au nickelage, au chromage, au zingage et au revêtement par d'autres métaux.

La métallisation ou shoopage consiste à déposer, à l'aide d'un pistolet à air comprimé, des gouttelettes de métal fondu sur la surface de la pièce.

Le *revêtement des pièces métalliques par une couche de vernis ou de peinture* a pour but de préserver la couche superficielle du métal contre l'humidité. Ce procédé de protection est obligatoire pour toutes les constructions métalliques dans le bâtiment (tôles, fermes, colonnes, etc.). Il existe également plusieurs sortes de vernis et de peintures utilisés pour la protection du métal contre la corrosion électrochimique.

Parfois, pour protéger les métaux contre la corrosion on utilise des *protecteurs*. Ce procédé est basé sur le fait que, lorsque l'on met en contact deux métaux différents plongés dans un électrolyte, le métal au potentiel d'électrode inférieur forme l'anode et se désagrège, en protégeant contre la corrosion le métal formant la cathode. On utilise ce procédé dans les constructions navales pour protéger contre la corrosion par l'eau de mer les coques en acier des navires, en y attachant des tôles de protection en zinc.

Les canalisations, les chaudières et autres installations à vapeur dans lesquelles circule l'eau en se corrodant deviennent électriquement négatives. Pour créer une charge positive et arrêter la corrosion, ces installations sont connectées au pôle négatif d'un générateur à courant continu. Les canalisations, les chaudières, etc., deviennent des cathodes (positives) par rapport à la charge négative du générateur et ne se prêtent plus à la corrosion.

QUATRIÈME PARTIE

PRINCIPES DE LA FONDERIE

CHAPITRE XIII

FABRICATION DES MOULES

La fonderie est un ensemble de procédés qui permet de réaliser de nombreuses pièces métalliques. Elle consiste à faire fondre le métal pour le couler ensuite dans des moules où il se solidifie sous forme de pièces reproduisant le contour et les dimensions de l'empreinte du moule.

Les pièces de fonderie peuvent être exécutées en fonte grise ou malléable, en acier, en cuivre, en alliages d'aluminium ou de magnésium.

La fonderie permet d'obtenir des pièces d'une forme très compliquée comme, par exemple, les blocs cylindres des moteurs d'automobile et d'avion, les pistons et les segments de piston, les bâtis, les cylindres de laminoir, les roues et les protecteurs des turbines à vapeur et hydrauliques, les canalisations et les conduites d'eau, etc. ; c'est pourquoi les pièces de fonderie métalliques sont largement employées dans la construction de machines, la sidérurgie, le bâtiment, l'industrie chimique et autres branches de la production.

La gamme d'opérations de la fonderie est très compliquée. Les procédés de moulage essentiels sont représentés sur le schéma (fig. 59).

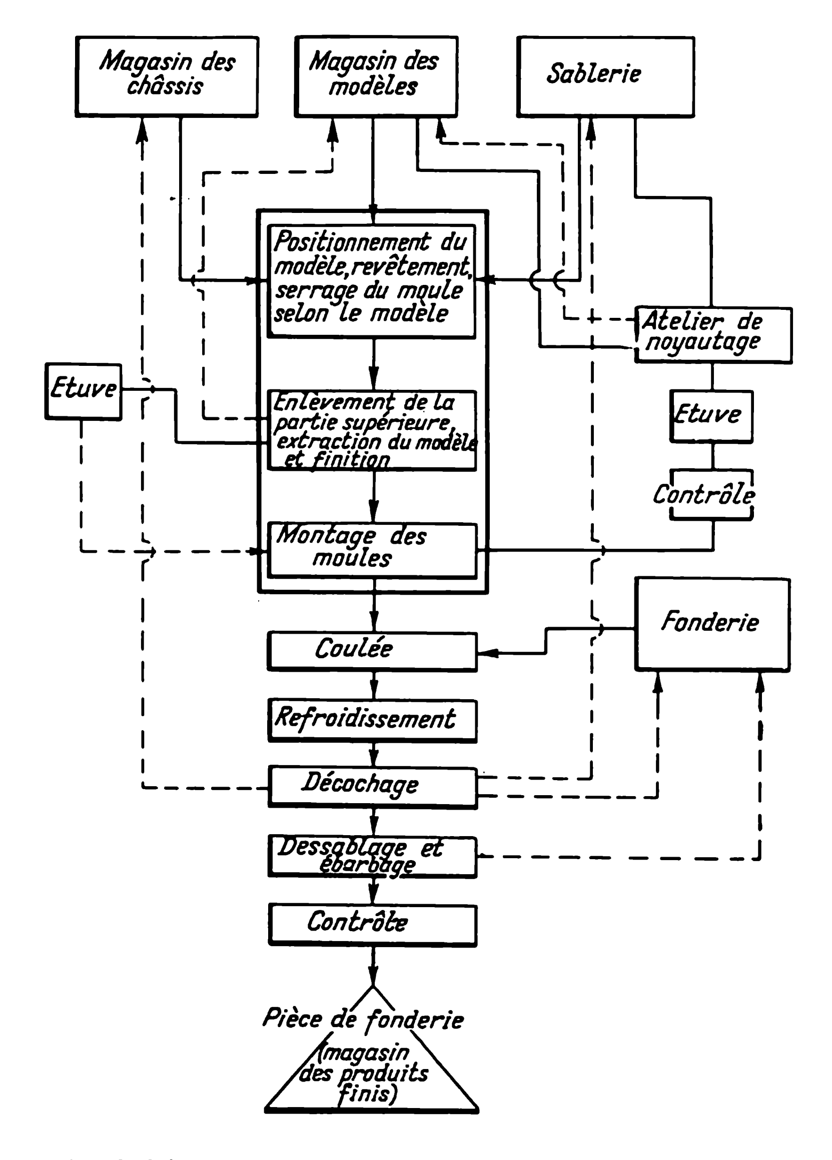


Fig. 59. Schéma de la gamme opératoire de fabrication d'une pièce de fonderie

§ 1. Modèles, outillage de mouleur, châssis

Modèles. Dans la fabrication des pièces de fonderie, on emploie surtout le procédé du moulage avec modèles (en bois ou métalliques) dans du sable serré dans des châssis métalliques. Les moules peuvent être exécutés aussi en métal (coquilles ou moules permanents) ou en argile réfractaire (moules semi-permanents).

Le modèle n'est pas une reproduction fidèle (copie) de la pièce, car il comporte des saillies (portées) qui, lors du moulage, laissent dans le sable des cavités dans lesquelles se logeront les extrémités des noyaux ; ces derniers sont placés dans les moules pour former des trous débouchants ou borgnes dans les pièces (leur fabrication constitue une opération à part).

La fig. 60 donne une idée générale de la constitution d'un modèle et d'un moule en sable destinés à l'exécution d'une pièce de simple configuration (tube de fonte à deux brides).

Les modèles assurant la formation de l'empreinte du moule, les boîtes pour la fabrication des noyaux et les plaques modèles servant à la fixation des modèles pendant le moulage constituent *l'outillage nécessaire à la fabrication d'un moule*. Cet outillage peut être en bois, métallique ou combiné.

Les modèles en bois sont exécutés en matériau sec (moins de 10% d'humidité) pour prévenir leur déformation au cours du séchage. La surface de travail du modèle doit être lisse et résistante à l'usure. Les modèles ne doivent pas absorber l'humidité du sable de moulage ou de l'air ambiant, et dans ce but leurs surfaces sont recouvertes d'une couche de peinture ou de vernis hydrofuge.

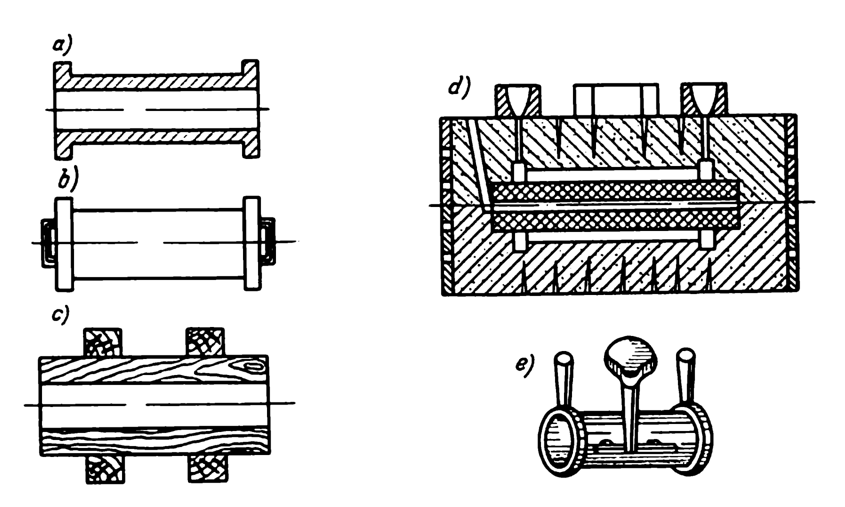


Fig. 60. Moulage d'un tube en fonte

a — pièce finie; *b* — modèle en bois; *c* — boîte à noyaux en bois; *d* — moule de sable en châssis; *e* — pièce avec les coulées et les masselottes

Suivant leur application les modèles en bois reçoivent les couleurs suivantes : rouge pour la fonte, bleu pour l'acier, jaune pour les métaux non ferreux. Les portées des modèles sont peintes en noir, les parties démontables du modèle sont lisérées aussi de noir.

Les dimensions des modèles sont légèrement supérieures à celles des pièces pour tenir compte du retrait du métal lors de la solidification. Cette augmentation est de 1 à 2% pour la fonte, de 2 à 3% pour l'acier et de 1 à 2% pour les métaux non ferreux suivant la composition des alliages.

Pour rendre possible le démoulage et l'extraction du noyau à partir de la boîte les surfaces intérieures et extérieures des modèles sont légèrement inclinées ; l'angle ainsi formé (dépouille) est de 1 à 3° pour les moules en bois et de 5° pour les noyaux.

Si les pièces coulées doivent subir un usinage ultérieur, il faut prévoir sur les modèles une surépaisseur correspondante pour cet usinage.

La construction du modèle doit être prévue de façon à ce que la configuration de la pièce soit harmonieuse, sans changements brusques de section. Les arrondissements des angles extérieurs et intérieurs d'un modèle portent le nom de *congés*.

Les matériaux les plus employés pour la fabrication des modèles sont les alliages d'aluminium : ils ne sont pas lourds et se prêtent bien à l'usinage.

Outillage de mouleur. Pour la fabrication des moules en sable on emploie divers outils qu'on peut classer en deux groupes :

1) les outils pour remplir et serrer le sable dans le châssis : pelles, damoirs à main et à air comprimé, etc. ;

2) les outils pour l'extraction du modèle à partir du moule et la finition de sa surface : crochets, tire-fond, truelles, gueules de crapaud, pulvérisateurs, etc.

Châssis. On appelle *châssis* les cadres rigides dans lesquels on serre le matériau de moulage pour former le moule. La destination du châssis est d'assurer au moule la rigidité et la résistance nécessaires lors de sa fabrication, de son transport et de la coulée du métal.

Les châssis sont fabriqués en acier, en fonte ou en alliages d'aluminium.

§ 2. Matières premières, propriétés et genres des sables de moulage et à noyaux

Matières premières. Pour la fabrication des moules en sable on utilise surtout du *sable siliceux* d'une teneur de 94 à 97% en SiO_2, aux températures de fusion et du début de ramollissement élevées.

Outre le sable, on utilise encore une certaine quantité d'*argile réfractaire*. Cette dernière est un agglutinant qui rend plastique le

sable de moulage quand celui-ci est humide, et élève sa résistance quand il est sec.

D'après leur teneur en argile, on distingue : 1) les sables de moulage siliceux contenant jusqu'à 2% d'argile ; 2) les sables maigres (2 à 10% d'argile) ; 3) les sables mi-forts (10 à 20% d'argile) ; 4) les sables gras ou forts (jusqu'à 30% d'argile) ; 5) les sables argileux (jusqu'à 50% d'argile).

Les argiles de moulage contenant des grains finement dispersés d'aluminosilicates (par exemple, la kaolinite $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot H_2O$, etc.) forment, suivant leur composition minéralogique, les argiles ordinaires et la bentonite.

Pour donner aux sables de moulage et à noyaux des propriétés spéciales, on ajoute dans leur composition de la sciure, de la houille, de la tourbe, etc.

Propriétés fondamentales des sables de moulage. Généralement on prépare les sables de moulage en mélangeant du sable frais et de l'argile réfractaire avec une certaine quantité de sable vieux (brûlé) et de diverses additions.

Les sables de moulage doivent posséder une certaine perméabilité au gaz, une bonne cohésion, être suffisamment compressibles et réfractaires. Ces propriétés sont déterminées non seulement par la composition chimique du mélange, mais également par la teneur en argile, par l'humidité, la forme et la grandeur des grains du sable.

Un métal à l'état liquide contient toujours une certaine quantité de gaz dissous qui se dégage lors de la solidification. Si ces gaz et les vapeurs d'eau qui se dégagent du sable de moulage restent à l'intérieur du moule, ils pourront passer dans le métal liquide et former après la solidification des retassures et des soufflures. Pour prévenir ces défauts le sable de moulage doit être suffisamment *perméable* aux gaz, c'est-à-dire que le gaz doit pouvoir passer librement à travers les couches du sable. Cette propriété est exprimée en unités conventionnelles indiquant le volume de gaz passant dans les conditions normales à travers le sable par unité de temps. Ainsi, le sable de moulage destiné à la fabrication des pièces de fonte, doit avoir une perméabilité égale à 30 — 80 unités conventionnelles, celui prévu pour l'acier, de 70 à 100 unités, pour le bronze, le laiton et l'aluminium, environ 30 unités. Les sables à noyaux doivent être plus perméables aux gaz que ceux de moulage ; leur perméabilité avant le séchage doit atteindre de 70 à 130 unités conventionnelles ; pour les noyaux en sable sec elle doit être encore plus élevée.

Le sable de moulage doit posséder une *cohésion* suffisante, sinon le moule peut s'effondrer partiellement ou totalement lors du transport ou du montage. Le moule peut s'effondrer aussi pendant la coulée par suite de la destruction de ses parois et de ses noyaux. Les particules de sable et d'argile entraînées par le métal altèrent les pièces, où elles forment des inclusions de sable. Lorsque le moule est rempli par du métal liquide, ce dernier exerce une forte pres-

sion métallostatique sur les parois et le fond. Si la cohésion du sable est insuffisante, l'empreinte du moule peut s'aggrandir sous la pression du métal et les cotes de la pièce coulée seront plus grandes que celles réclamées par le dessin.

Pour que le modèle laisse une bonne empreinte dans le moule, les propriétés plastiques du sable doivent être suffisamment élevées.

On appelle *plasticité* du sable de moulage sa propriété d'adopter sous la pression la forme indiquée et de conserver cette forme une fois la pression retirée.

Un sable de moulage doit posséder une certaine *compressibilité*, c'est-à-dire la propriété de réduire quelque peu son volume sous l'action des forces de compression engendrées par le retrait du métal pendant sa solidification et son refroidissement. C'est une propriété qui importe surtout pour les noyaux. Si la compressibilité du sable de moulage n'est pas suffisante, cela peut aboutir à une fissuration de la pièce.

Le sable doit être, en outre, réfractaire, c'est-à-dire ses grains ne doivent pas fondre, se ramollir ou se fritter sous l'action de la température élevée du métal liquide coulé dans le moule. Cette propriété du sable porte le nom de *réfractairité*. S'il est peu réfractaire, le sable adhère à la pièce.

La réfractairité du sable de moulage dépend de la composition chimique des matériaux qui le composent ; par exemple, les oxydes des métaux alcalins et alcalino-terreux (Na_2O, K_2O, MgO et CaO) diminuent la réfractairité du sable siliceux ; c'est pourquoi leur teneur dans un sable de moulage ne doit pas dépasser 1,5-2% pour l'acier, 5% pour les pièces moulées en fonte de grandes dimensions, et 7% pour les pièces en fonte moyennes et petites. La teneur en oxyde de fer (Fe_2O_3) ne doit pas être supérieure à 3-4%.

Pour conférer au sable de moulage des propriétés optimales, celui-ci doit avoir une certaine teneur en humidité exprimée en pour cent. Pour assurer la cohésion maximale, la teneur en humidité des sables maigres doit être de 4%, et de 6 à 7% pour les sables argileux.

La granulométrie, c'est-à-dire la forme et les dimensions des grains de silice, influe sensiblement sur les propriétés technologiques des sables de moulage et de noyautage. La forme et le nombre des grains d'une même grandeur conditionnent l'emploi du sable pour tel ou autre procédé de fonderie.

Sables de moulage. Les *sables de contact* adhèrent à la surface du modèle et se trouvent ainsi en contact intime avec le métal en fusion. Pour pouvoir supporter ces conditions de travail particulièrement difficiles, la résistance et la réfractairité de ces sables doivent être élevées. C'est la raison pour laquelle ils sont préparés à partir du sable siliceux et de l'argile sans addition de sable vieux (brûlé).

L'épaisseur usuelle de la couche du sable de contact est de 20 à 30 mm. Sa consommation est de 10 à 15% de la quantité globale du sable de moulage.

Les *sables de remplissage* sont utilisés pour combler tout le volume du châssis. Ce sont le plus souvent des sables vieux.

Dans les fonderies mécanisées où l'on recourt au moulage mécanique, on emploie un *sable unique* pour remplir tout le volume du châssis. C'est pourquoi sa cohésion, sa perméabilité aux gaz et sa réfractairité doivent être plus élevées que celles du sable de remplissage.

Pour l'exécution des moules à sec on utilise généralement du sable de contact alors que les moules à vert sont confectionnés en sable unique.

Les pièces en fonte peuvent être coulées dans des moules à vert ou à sec. Pour rendre le procédé plus économique, dans la *fonderie de fonte* on emploie de 50 à 90% de vieux sable, en y ajoutant de 10 à 50% de matériaux frais (sables et argiles neufs) et de 2 à 8% de houille en poudre. La quantité de matériaux neufs et de houille à ajouter dépend du poids et des dimensions de la pièce. Plus le poids de la pièce est élevé, et plus ses parois sont épaisses, plus la quantité de matériaux neufs dans le sable de moulage doit être grande.

Les pièces en acier pesant moins de 500 kg sont coulées dans des moules à vert, les pièces plus lourdes, dans des moules étuvés. Si l'on n'utilise que des matériaux neufs pour la préparation des *sables de fonderie d'acier*, il convient de prendre pour les moules à vert de 88 à 90% de sable siliceux et de 10 à 12% d'argile réfractaire ; pour les moules étuvés, de 85 à 88% de sable siliceux et de 12 à 15% d'argile réfractaire.

Les sables de moulage pour la fonderie de métaux non ferreux contiennent une grande quantité d'argile et sont composés de sables aux grains plus fins. La température de fusion des métaux non ferreux est beaucoup moins élevée que celle des métaux ferreux. C'est pourquoi la réfractairité et la perméabilité aux gaz du sable peuvent être inférieures. La surface des pièces en alliages non ferreux doit être lisse ; c'est dans ce but que l'on emploie des sables aux grains très fins.

Sables à noyaux. Les noyaux travaillent dans des conditions très pénibles, car pendant la coulée ils sont immergés dans le métal fondu. Les gaz peuvent se dégager uniquement à travers la partie non immergée du noyau (par la portée) ; c'est pourquoi le trajet devant être parcouru par ces gaz peut être très long et passe parfois par tout le noyau.

Pour assurer l'évacuation des gaz, on aménage dans le noyau des canaux spéciaux ; mais cela ne suffit pas, et le sable de noyautage lui-même doit avoir une bonne perméabilité. Parmi les liants employés pour la fabrication des sables de noyautage, il y a les huiles,

la dextrine, la colophane, etc. Les sables de noyautage doivent être aussi très réfractaires.

Additions et revêtements antigrippants. Pour donner aux sables de moulage et de noyautage des propriétés particulières, on y ajoute divers matériaux (additions), comme la houille pulvérulente, le graphite, la tourbe, la sciure et d'autres matériaux organiques. Au contact avec le métal liquide, ces additions brûlent en dégageant des gaz qui empêchent les grains du sable d'entrer en contact avec le métal. La « chemise » ainsi formée préserve le métal de l'interaction avec le sable du moule tout en assurant à ce dernier une compressibilité plus élevée lors du retrait du métal.

Dans la fonderie de fonte on emploie dans ce but de la houille, du graphite et du charbon de bois. On utilise ces matériaux à l'état pulvérulent pour saupoudrer la surface du moule en y portant une couche d'épaisseur variable.

La tourbe et la sciure (de 2 à 3%) sont ajoutées aux sables des moules étuvés ainsi qu'à l'argile des sables de noyautage pour améliorer leur plasticité et leur compressibilité.

Les moules étuvés sont recouverts d'une couche de noirs de fonderie qui possèdent une réfractairité élevée. Les noirs permettent d'éviter les grippures et d'obtenir des pièces aux surfaces lisses. Pour la fonderie de fonte, les noirs sont surtout formés par du graphite et pour la fonderie d'acier, par de la farine de quartz (marchalite).

§ 3. Préparation des sables de moulage et de noyautage

Les fonderies consomment une grande quantité de sables de moulage et de noyautage (4 à 5 m^3 de sable par tonne de pièces coulées).

Préparation des matériaux de moulage. Les matériaux neufs entrant dans la composition du sable sont séchés, broyés et passés au crible.

Le sable neuf et l'argile contiennent beaucoup d'eau, aussi faut-il les sécher avant l'utilisation. La teneur en humidité du sable siliceux ne doit pas dépasser 6% ; si elle est supérieure, le sable doit être séché.

La teneur en eau du sable argileux, servant à la régénération du sable en circulation, ne doit pas être supérieure à 8%.

Le séchage du sable s'effectue dans un four vertical ou horizontal. Pour le séchage de l'argile on utilise de préférence les fours horizontaux.

Le broyage des matériaux bruts (houille, argile, vieux noyaux, etc.) est une des opérations importantes de la préparation des sables de moulage.

Pour le broyage grossier on utilise les concasseurs à mâchoires, à cylindres ou à marteaux ; le broyage fin est réalisé par les broyeurs à meules verticales, à boulets, etc. Dans les grandes fonderies on

emploie sur une large échelle des installations complexes pour le traitement de l'argile et de la houille, constituées par deux broyeurs à meules, un pour la houille et l'autre, pour l'argile.

L'argile et la houille, réduites en poussière, sont refoulées ensuite par un ventilateur dans une conduite qui les transporte vers une trémie fermée ou cyclon capteur ; là leur vitesse tombe et elles se déposent sur le fond. En sortant des cyclons, le produit fini est transféré à la sablerie ; le transport est assuré par des dispositifs de transport pneumatique.

Généralement; l'argile est introduite dans le sable de moulage ou de noyautage sous forme de poudre sèche. Du point de vue de l'hygiène, il est recommandé de l'utiliser sous forme de suspension aqueuse.

Les appareils les plus perfectionnés pour le broyage des matériaux de moulage, sont les concasseurs oscillants qui sont actionnés par des impulsions relativement faibles d'une très grande fréquence.

Traitement des sables en circulation (brûlés). Pour utiliser de nouveau le sable en circulation après son décochage des châssis, on doit le régénérer.

Dans les sableries mécanisées cette opération est réalisée de la façon suivante : après le décochage sur une grille vibrante, le sable est entraîné par un transporteur à bande vers l'endroit de l'atelier où ses gros morceaux sont broyés, les particules métalliques séparées et où l'on procède au criblage.

Les inclusions métalliques contenues dans le sable sont captées par des séparateurs électromagnétiques placés à l'endroit du rechargement du vieux sable d'un transporteur sur l'autre.

Préparation du sable. Avant de procéder au mélange des matériaux de moulage, on les soumet au criblage pour en extraire les gros morceaux d'argile, les galets, les particules métalliques et autres impuretés qui peuvent être à l'origine du rebut. Dans ce but on emploie des tamis à tambour, des tamis oscillants et des tamis vibrants.

Le mélange doit être réalisé de manière à ce que l'argile, les autres composants et l'eau soient régulièrement répartis entre les grains du sable. Plus la répartition sera uniforme, plus les propriétés fondamentales du mélange, sa capacité de laisser passer les vapeurs et les gaz et sa résistance, pour une quantité minimale d'agglutinants, seront élevées.

Pour le mélange des matériaux de moulage, on utilise des mélangeurs à effet continu ou périodique.

Les machines à effet périodique permettent de maintenir avec plus de facilité un rapport quantitatif constant entre les composants et l'humidification des sables de moulage, car ces matériaux sont chargés simultanément ; mais leur rendement est inférieur à celui des machines continues et elles consomment plus d'énergie électrique.

La fig. 61 représente un mélangeur à vis à effet continu. La machine est constituée par une auge où deux vis transporteuses assurent le brassage du sable. Les vis sont placées de façon à ce que les arbres tout en tournant déplacent progressivement le sable d'une extrémité de l'auge à l'autre. Dans la première moitié de l'auge les composants du sable sont mélangés à sec ; l'autre moitié comporte un humidificateur se présentant sous l'aspect d'un tube par lequel s'écoulent des filets d'eau. Arrivé au bord de l'auge, le sable humidifié et bien mélangé sort par le trou de vidange. Le rendement des appareils de ce genre fabriqués en U.R.S.S. s'élève jusqu'à 60 m^3/h.

Leur défaut par rapport aux malaxeurs à meules est une qualité inférieure des sables due à un brassage insuffisant et une grande abrasion des grains quartzeux.

La capacité de la cuve des malaxeurs à meules (fig. 62) est de 0,3 ou de 0,6 m^3. S'ils sont chargés mécaniquement par l'intermédiaire d'un doseur spécial, les malaxeurs peuvent fournir en une heure de travail continu 15 portions de sable unique, c'est-à-dire en livrer 4,5 m^3.

Ces malaxeurs sont constitués par une cuve fixe *1* comportant deux cylindres lisses *2* et *3* en rotation sur un axe *4*, fixe lui aussi. Le frottement contre le sable fait tourner les cylindres sur leurs axes horizontaux. Ainsi les meules tournent par rapport à la cuve et autour de leur axe. Les meules de ces types de malaxeurs se distinguent des cylindres des broyeurs par le fait qu'elles sont placées à une certaine distance du fond de la cuve ; c'est pourquoi les grains de sable ne sont pas broyés mais seulement mélangés. Un déplacement vertical des cylindres est prévu pour le cas où un gros galet vient à tomber dans la cuve.

Le sable est refoulé sous les cylindres par des socs spéciaux *5* et *6*, qui tournent aussi avec les cylindres sur l'axe vertical *4* ; le soc *5* alimente le cylindre *2*, alors que le soc *6*, le cylindre *3*.

Le sable préparé est éloigné de la cuve par les socs à travers des trous de vidange *7* aménagés dans le fond de la cuve, sans arrêter les meules. Pendant le brassage, ces trous sont fermés. Pour mécaniser l'ouverture et la fermeture des dispositifs de déchargement, la boîte *8* est munie de cylindres pneumatiques qui ouvrent ou ferment les trous par l'intermédiaire de la tige *9*.

Les fonderies modernes produisant un grand nombre de pièces et, par conséquent, consommant beaucoup de sable, recourent de plus en plus aux speedmullor, d'un rendement plus élevé (jusqu'à 50 t/h).

Le sable de moulage, préparé dans les malaxeurs à meules, doit être aéré, et dans ce but on emploie différents types de diviseurs.

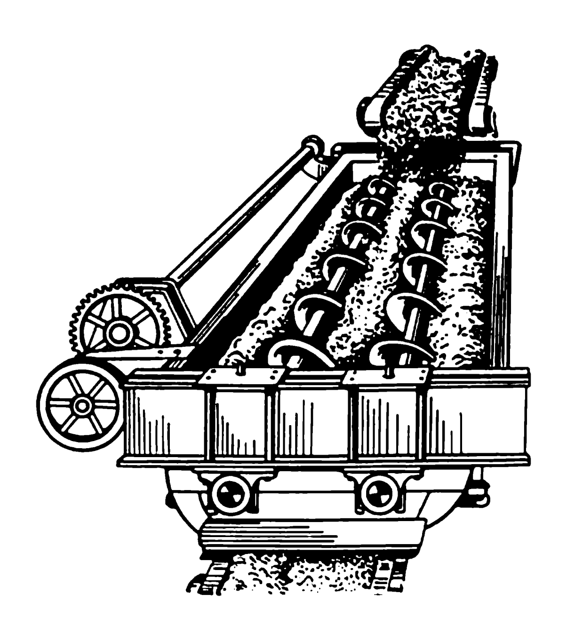


Fig. 61. Mélangeur à vis continu

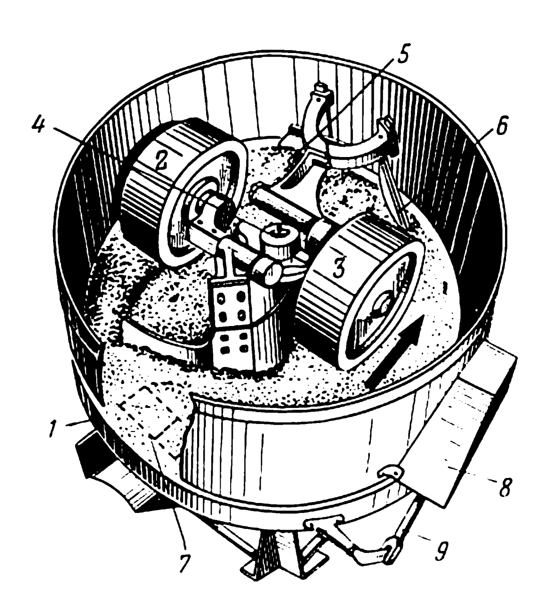


Fig. 62. Malaxeur à meules

§ 4. Gamme d'opérations de la fabrication des moules

Dans une production par pièces ou de faible série, le moulage est exécuté à la main, alors que dans une production en masse ou de grande série, par des machines à mouler.

Procédés de moulage. Les procédés de moulage à la main les plus répandus sont le moulage sur modèle en terre et en châssis ou le moulage au trousseau.

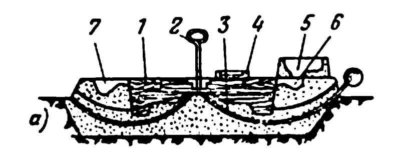
Pour le moulage en terre, le moule est aménagé dans le sol de l'atelier. Les moules peuvent être exécutés à découvert ou en utilisant un châssis supérieur. Lors du moulage à découvert, la partie supérieure du moule reste découverte, alors que lors du moulage avec emploi du dessus de châssis ce dernier recouvre le moule. Le sol de l'atelier à l'endroit d'aménagement du moule doit être horizontal et suffisamment perméable aux gaz, et c'est la raison pour laquelle cet endroit doit être préparé d'une façon correspondante. On appelle cette opération préparation de la couche.

Pour les petites pièces on prépare une couche tendre, tandis que pour les pièces volumineuses et d'une certaine hauteur on prépare une couche dure en couvrant le fond de la fosse d'une couche de coke de 50 à 80 mm d'épaisseur pour améliorer la perméabilité aux gaz du moule. Des trous d'air débouchant à la surface sont aménagés dans cette couche de coke qui est couverte ensuite de sable de remplissage.

Le *moulage à découvert* (fig. 63, *a*) est employé pour la fabrication des pièces de simple configuration et dont la surface supérieure est plane (plaques, grilles, différentes cales et autres pièces d'une forme peu compliquée). Pour aménager le moule on place sur la couche tendre le modèle *1*, la face en bas, et on l'enfonce progressivement en tapant légèrement avec un marteau sur la surface d'une plaque appliquée au modèle. On vérifie ensuite avec un niveau *4* l'aplanissement du modèle que l'on recouvre de sable de contact, on le serre, puis on verse du sable de remplissage. Une fois ces opérations achevées, on procède au damage d'abord avec un fouloir en coin, puis avec une batte ; on vérifie encore une fois l'aplanissement du modèle au niveau, puis on éloigne le sable en excédent, on lisse avec une truelle la surface du sable autour du modèle, et l'on perce les trous d'air *3*.

Pour assurer la coulée du métal, on perce sur l'un des côtés du moule l'attaque *6* au-dessus de laquelle on forme le bassin de coulée *5*. Le métal versé dans le bassin *5* suit l'attaque *6* pour venir jusqu'à l'empreinte. De l'autre côté de l'empreinte on aménage un chenal *7* avec un collecteur pour le vidange du métal en excédent.

Après toutes ces opérations on extrait le modèle par le tire-fond à poignée *2* ; le sable garde l'empreinte du modèle, c'est-à-dire le moule à couler.



Après la réparation et le lissage des surfaces de l'empreinte endommagées au cours de l'extraction du modèle, on saupoudre le moule avec du charbon, puis on procède à la coulée du métal. Après la coulée la surface de la pièce est saupoudrée de charbon de bois fin et recouverte d'une couche de sable sec pour créer les conditions propices au refroidissement régulier et prévenir l'oxydation du métal.

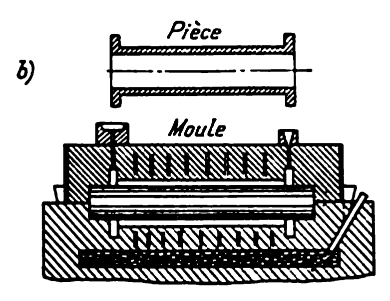


Fig. 63. Moulage au sol
a — à découvert; *b* — fermé

Le *moulage avec emploi d'un châssis supérieur* s'effectue sur une couche dure. Ce procédé permet d'obtenir des pièces à surface lisse simple et tourmentée.

Un des exemples du moulage en terre selon ce procédé est représenté sur la fig. 63, *b*. La partie inférieure du modèle est placée sur une couche dure et enfoncée quelque peu dans le sable. Ensuite, on exécute toute la gamme d'opérations du moulage en terre à découvert et on recouvre le tout par la partie supérieure du modèle. La surface autour du modèle est saupoudrée de sable blanc sec à grain fin, puis on place un châssis vide. Son positionnement par rapport à la partie inférieure du moule est assuré par des broches de guidage.

Les modèles du jet de coulée du côté gauche du moule et de l'évent du côté droit, sont placés avant le garnissage du châssis par du sable de contact. Ensuite, on verse dans le châssis du sable de remplissage que l'on tasse et que l'on perce à l'aiguille. Après quoi, on enlève la partie supérieure du moule à l'aide d'une grue, on la fait pivoter de 180° et on la pose à côté. Après l'extraction de la partie inférieure du modèle à partir de la terre et de sa partie supérieure à partir du châssis, on procède aux réparations nécessitées par les arrachements du sable lors du démoulage, et on introduit le noyau fabriqué séparément. Ensuite, on pose de nouveau le dessus du moule avec les broches de guidage, et on place le bassin de coulée.

Souvent, avant la coulée, ce genre de moules subit l'étuvage. On utilise dans ce but des fours sécheurs portatifs. Le châssis supérieur peut être séché dans des étuves spéciales.

Le moulage en terre est un procédé qui exige beaucoup de temps, et il est employé seulement dans la petite production.

Le *moulage en châssis* main et mécanique est le procédé le plus répandu.

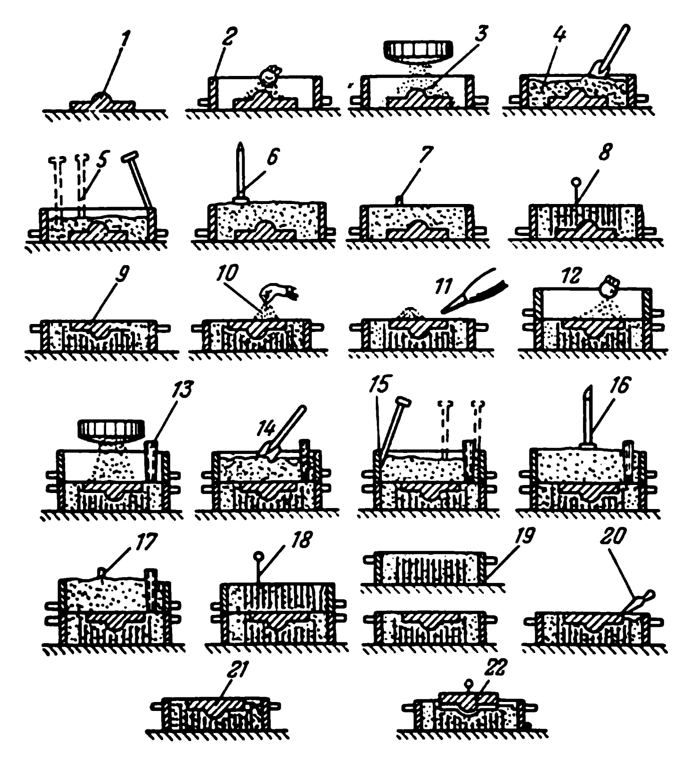


Fig. 64. Fabrication d'un moule simple en deux châssis avec modèle plein

Suivant le contour extérieur, les dimensions et la complexité de la pièce, on recourt à des procédés divers : 1) moulage en deux châssis avec modèle plein ; 2) moulage en deux châssis avec modèle démontable ; 3) moulage avec chape ; 4) moulage avec modèle démontable ; 5) moulage en grappe ; 6) moulage en mottes, etc.

La fabrication d'un moule simple (fig. 64) en deux châssis avec modèle plein est réalisée de la façon suivante. L'une des faces planes du modèle est posée sur une planche à modèles *1*, sur laquelle on place également le dessous du moule *2* ; après avoir saupoudré le modèle avec de la poudre de lycopode, de talk ou de graphite, on le couvre d'une couche de 15 à 20 mm de sable de contact *3*. Ensuite on verse d'en haut du sable de remplissage *4* jusqu'à ce qu'il forme une couche de 70 à 100 mm d'épaisseur. Chaque couche de sable est tassée à l'aide d'un fouloir à main pneumatique *5* ou d'une machine. La surface supérieure du moule est damée avec une batte *6*.

Une fois le châssis rempli, l'excédent de sable est enlevé par une règle en bois ou métallique *7*, puis on perce des trous d'air *8* qui traversent tout le moule pour augmenter sa perméabilité aux gaz.

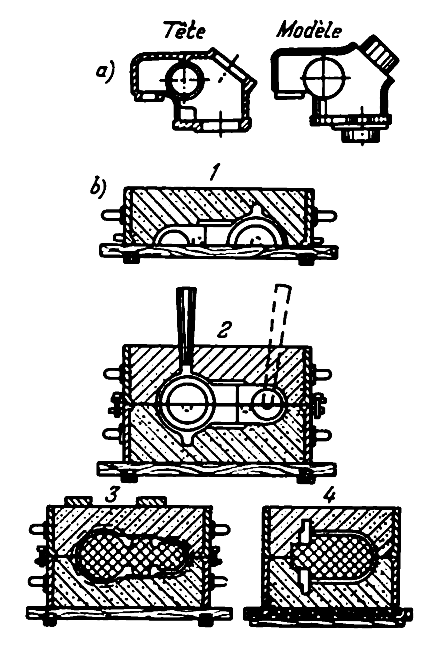


Fig. 65. Moulage d'une tête de soupape

a — tête de soupape et son modèle; *b* — fabrication du moule: *1* — dessous du moule; *2* — les deux châssis montés; *3* et *4* — sections du moule monté

Les trous doivent s'arrêter à 15-20 mm du modèle pour ne pas endommager la surface de l'empreinte et prévenir, pendant la coulée, la pénétration du métal qui peut s'engager dans ces canaux.

Ensuite, on retourne le châssis, la surface de joint *9* en haut, on le place sur une couche de sable nivelée, on lisse la surface du moule, on saupoudre le joint avec du sable blanc *10*, après quoi on enlève son excédent *11*. Alors le dessus du moule *12* est placé sur le dessous.

Après avoir saupoudré et placé le modèle *13*, on remplit le dessus avec du sable de contact, puis de remplissage *14*, que l'on tasse à l'aide des fouloirs *15* et *16*. Ensuite, on procède au lissage avec la règle *17* et au percement des trous d'air *18*.

Puis on retire du dessus le modèle de la descente de coulée, on évase sa partie supérieure pour former le bassin de coulée, et on enlève le dessus *19* pour le placer sur la planche, la surface de joint en haut. Dans le dessous on perce le jet de coulée *20*.

Les bords des deux châssis sur la périphérie du modèle *21* sont légèrement humidifiés avec de l'eau.

L'extraction du modèle à partir du moule *22* est réalisée à l'aide d'un tire-fond spécial.

Les déchets qui restent au sein du moule sont chassés par de l'air comprimé. Pour réduire le grippage du sable à la pièce, les deux parties du moule sont saupoudrées avec du graphite ou de la houille.

Enfin on procède au raccordage ; on place avec précaution le dessus du moule sur le dessous en le centrant avec les broches de guidage. Une fois cette opération achevée, on charge sur le moule des poids en fonte pour serrer les deux parties, ou on les rattache par des boulons de serrage.

Le moulage en châssis avec modèle en deux parties est utilisé pour la fabrication des moules de configuration plus compliquée. Ce procédé est pour beaucoup identique au moulage avec modèle plein. La fig. 65 représente, à titre d'exemple, le moulage d'une tête de soupape d'un moteur.

On place le châssis inférieur sur la planche à modèles et l'on exécute les mêmes opérations que dans le procédé précédent.

Les moules pour les pièces tourmentées doivent être préparés avec deux et plus de surfaces de joint, car autrement il est difficile d'extraire les parties des modèles. Dans ces cas-là, on procède au moulage en chape.

Le *moulage en grappes* est employé pour la fabrication de petites pièces ; la production selon ce procédé n'exige qu'une petite surface au sein d'un atelier de moulage.

Il existe deux méthodes, celle du moulage en grappe (fig. 66,*a*) et du moulage échelonné (fig. 66,*b*).

Lors du moulage en grappe, on place 10 et plus de châssis l'un sur l'autre que l'on relie par une seule descente de coulée qui sert à alimenter en métal tous les châssis.

Lors du moulage échelonné, chaque châssis a un jet à lui ; les châssis sont échafaudés en formant des gradins. Chaque moule supérieur est déplacé par rapport à l'inférieur à la largeur du bassin de coulée, assurant ainsi un remplissage indépendant.

Pour *le moulage en mottes* (fig. 67), on emploie des plaques modèles à double face. Pour prévenir la fuite du métal dans la surface de joint, ainsi que pour éviter le déplacement de la partie supérieure du moule par rapport à la partie inférieure, les plaques modèles possèdent un encastrement ou un goujon.

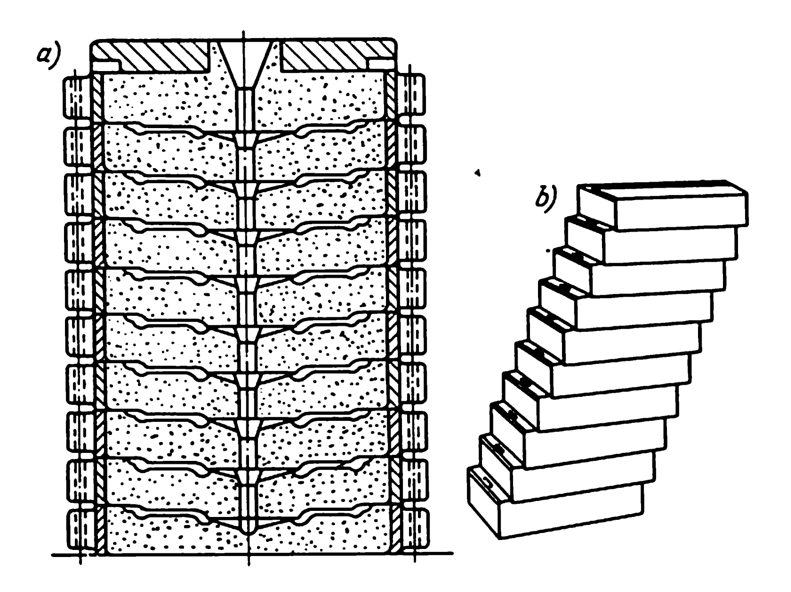


Fig. 66. Moulage en grappes
a — en grappes; *b* — échelonné

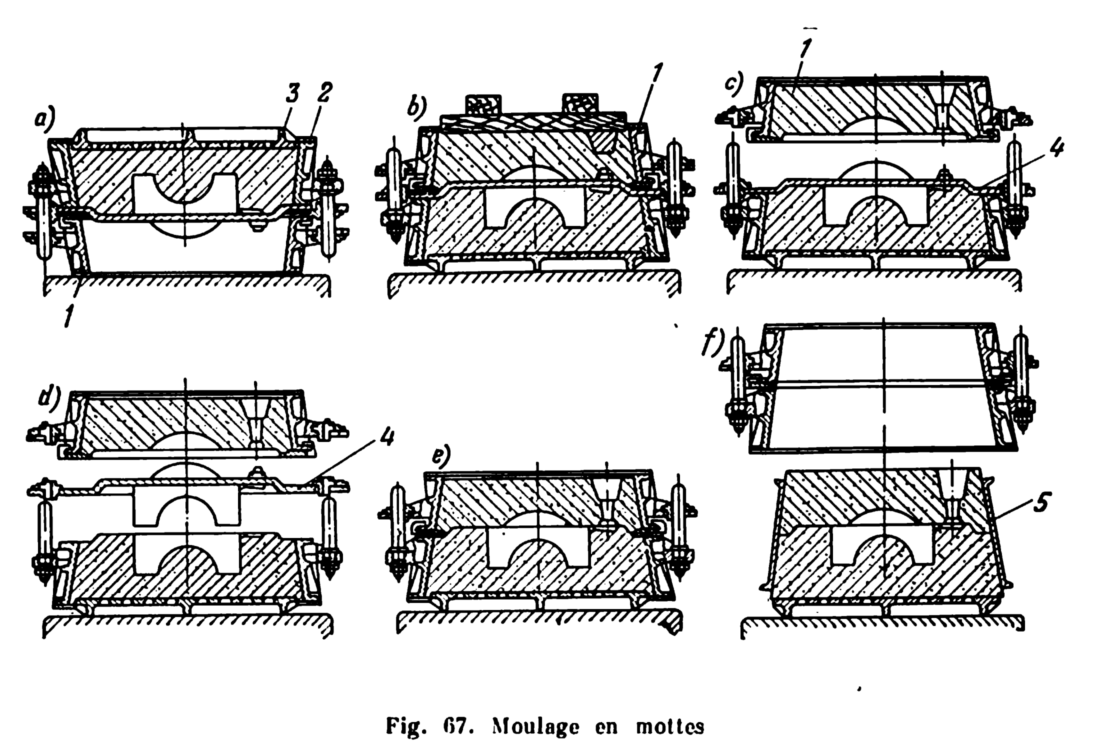


Fig. 67. Moulage en mottes

Le châssis inférieur (fig. 67, *a*) est rempli sur la plaque modèle métallique. Pour rendre plus commode le travail, la plaque est posée sur un châssis retourné *1*. Après le remplissage du châssis inférieur *2*, on place sur lui une planche *3* et on la retourne, ainsi que tout le moule, pour remplir le châssis supérieur (fig. 67, *b*); ensuite on enlève le moule supérieur (fig. 67, *c*) et la plaque modèle *4* avec les modèles (fig. 67, *d*). On procède à la finition et on raccorde les deux châssis (fig. 67, *e*). Une fois le moule fermé, on enlève les deux châssis simultanément (fig. 67, *f*) ; la dépouille, prévue dans les châssis, permet de le faire facilement. Ensuite le moule en mottes est dirigé vers l'endroit de coulée, où on lui met une jaquette *5*, et serré avec un poids en fonte en forme de plaque comportant un trou pour le jet de coulée.

Le moulage en mottes est largement employé pour la production en série de petites pièces. Ce procédé est très avantageux, car il rend plus facile le décochage et permet de réaliser une économie importante sur le prix des châssis. Toutefois, il exige une plus grande quantité de sable de fonderie.

Pour la fabrication des pièces de grandes dimensions à un rythme accéléré on utilise un procédé que l'on désigne sous le nom de *moulage au trousseau*. Ce moulage est effectué en terre à l'aide de planches à trousser profilées. L'exécution des modèles pour le moulage de ces pièces en châssis revient très cher et demande beaucoup de temps. Le moulage au trousseau exclut l'emploi des modèles, et c'est pourquoi il est deux fois moins onéreux que les procédés de moulage avec modèles. D'autre part, lors du moulage d'une grosse pièce en châssis on peut obtenir un modèle encombrant qu'il est difficile d'extraire du moule.

Il existe deux méthodes de moulage au trousseau :

1) le moulage des solides de révolution (cylindres, cuves, etc.), réalisé à l'aide de trousseaux qui tournent sur un axe vertical ou horizontal ;

2) le moulage par déplacement d'un trousseau le long d'une règle en bois. Dans ce genre de moulage, le trousseau prend le nom de gabarit.

Machines à mouler. L'emploi des machines pour la fabrication des moules permet d'augmenter sensiblement le rendement, d'élever la précision des pièces, de réduire le prix de revient et d'améliorer la qualité.

Les machines à mouler tassent le sable et assurent l'extraction des modèles à partir des moules.

D'après le procédé du serrage, les machines peuvent effectuer le moulage des pièces par pression, par secousses et par projection de sable.

Les machines à mouler par pression sont actionnées par l'air comprimé qui est amené sous une pression de 5 à 7 atm.

La fig. 68, *a* représente le schéma de moulage par une machine à rehausse supérieure. On fixe sur la table de la machine *1* la plaque modèle portant le modèle *2* et le châssis *3*. La rehausse supérieure *4* est placée sur le châssis *3*. Le châssis et la rehausse sont remplis de sable depuis la trémie fixée au-dessus de la machine. Ensuite on branche le mécanisme du relevage de la table ; le châssis avec la rehausse et le modèle s'élèvent également pour buter contre le plateau de serrage *5* de la traverse fixe *6*. Le plateau pénètre à l'intérieur de la rehausse et comprime le sable jusqu'au bord supérieur du châssis (indiqué sur le dessin par le pointillé). Une fois la pression coupée, la table revient dans sa position initiale. Ce procédé de moulage mécanique est employé pour des modèles d'une hauteur réduite.

La fig. 68, *b* représente le schéma d'une machine à rehausse inférieure. La plaque modèle et le modèle *2* sont fixés sur la table *1*. Le châssis *3* est placé sur la rehausse inférieure *7* et rempli de sable de moulage à partir d'une trémie. Puis la traverse *6* est appliquée contre la surface du châssis. On branche le mécanisme de relevage et la table *1* avec le modèle *2* s'élève jusqu'au bord inférieur du châssis indiqué sur le dessin par le pointillé. Une fois la pression coupée, la table revient dans sa position initiale.

La fig. 68, *c* représente le schéma d'*une machine à mouler à secousses amorties*. Le principe de son fonctionnement est le suivant : lorsque l'air passe par le flexible *9* et les canaux *10*, le piston *8* soulève à une certaine hauteur la table *1* portant la plaque modèle,

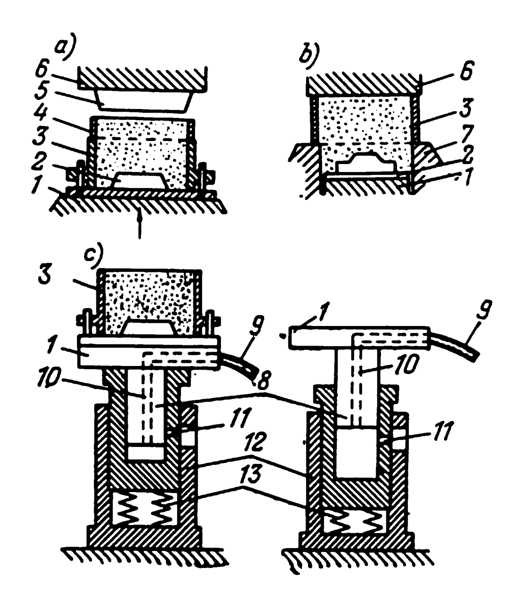


Fig. 68. Schéma du moulage mécanique

le modèle et le châssis *3* rempli de sable. Puis la table s'abaisse car l'air sort à travers le trou *11*. La chute engendre un coup contre le cylindre de guidage fixe *12*, qui assure ainsi le serrage du sable dans le châssis. Les ressorts *13* amortissent les secousses de la table, réduisent le bruit et protègent le mécanisme et la fondation contre la destruction.

Les procédés de démoulage sont variés. Le modèle peut être extrait du moule de la façon indiquée sur la fig. 69, *a*. Une fois serré, le demi-moule *2* est relevé à l'aide des goujons *6*, alors que le modèle *1* avec la plaque modèle *3* reste sur la table *5*.

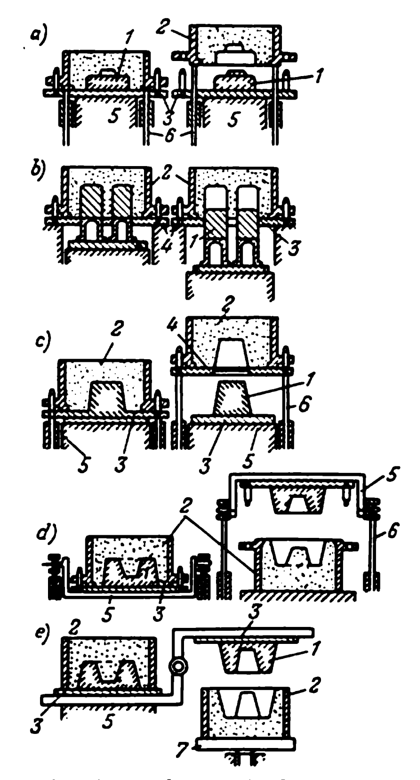


Fig. 69. Schéma de l'extraction des modèles lors du moulage mécanique

La fig. 69, *b* représente le schéma d'extraction du modèle *1* à l'aide du peigne *4*. Le modèle *1* descend alors que le châssis et le moule avec la plaque modèle *3* restent sur place. Ce procédé est employé pour l'extraction des modèles ayant une certaine hauteur. La fig. 69, *c* représente également l'extraction d'un modèle à l'aide d'un peigne *4*, mais le relevage du châssis fini avec le peigne se fait par les goujons *6*.

La fig. 69, *d* représente un autre schéma de l'extraction du modèle. Le châssis *2* avec le moule, le modèle *1* et la table *5* sont retournés, alors que les goujons *6* relèvent la table de la machine *5* avec le modèle *1* en dégageant ainsi le modèle du demi-moule.

Le démoulage selon le schéma de la fig. 69, *e* est exécuté de la façon suivante. Le châssis *2* avec le moule, le modèle *1* et la table *5* sont renversés sur la table de réception *7* qui, en descendant, dégage le modèle du demi-moule.

Les machines à mouler par projection du sable (sandslinger) assurent le remplissage et le serrage du sable dans des châssis de grandeurs différentes et peuvent être utilisées dans la production unitaire ou en série (fig. 70). Ce sont des mécanismes à rendement élevé : une machine charge dans les châssis jusqu'à 60 m³ de sable par heure, mais elle assure seulement la mécanisation du remplissage et du serrage, et non le dégagement des modèles.

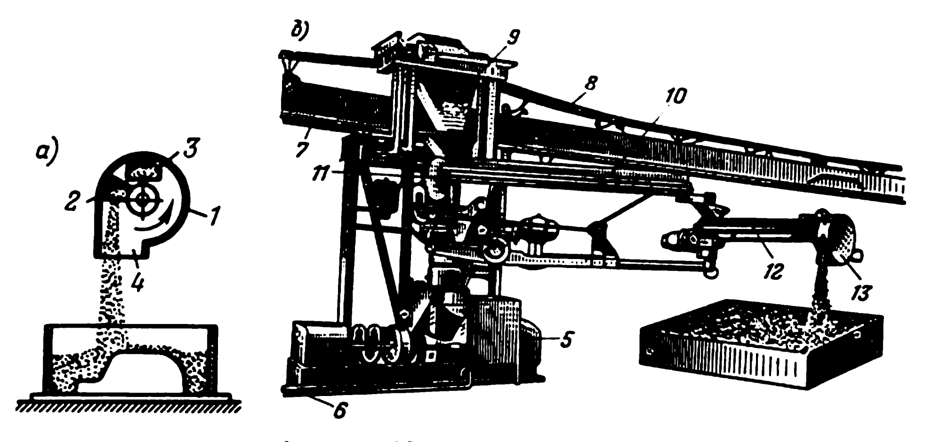


Fig. 70. Sableuse à console mobile
a — schéma du fonctionnement de la tête; b — schéma du fonctionnement de la sableuse

Le principe du fonctionnement d'une tête de sandslinger est représenté sur la fig. 70, *a*. La tête comporte un protecteur *1* à l'intérieur duquel tourne rapidement l'ailette *2*. Le sable est amené par un transporteur à bande vers le trou *3* dans la face du protecteur, où il est entraîné par l'ailette *2* et projeté par portions à une grande vitesse à travers le trou d'échappement *4* vers le bas dans le châssis placé sous la tête de la machine.

La fig. 70, *b* représente une machine de ce type à console qui peut être employée dans la production unitaire comme dans la production en série.

La machine est portée par un chariot *5* qui se déplace en suivant le monorail *6* et la poutre supérieure *7*. Le transporteur *8* qui longe toute la volée amène en continu du sable de moulage dans la trémie intermédiaire *9*. A partir de là, le sable arrive dans la boîte de réception de sandslinger et sur le transporteur à bande *10*, fixé à la flèche pivotante supérieure *11*. Du transporteur supérieur *10*, le sable est rechargé sur le transporteur à bande *12* qui le refoule vers la tête *13*.

La tête de sandslinger est montée sur une flèche pivotante horizontale et peut diriger un jet de sable vers un point quelconque du châssis ; les châssis sont placés le long du trajet parcouru par la machine.

§ 5. Fabrication des noyaux

Pour l'exécution des trous débouchés, des évidements, des saillies, des cavités dans les pièces on emploie des noyaux de sable placés dans un moule ; l'utilisation dans ce but de noyaux métalliques n'est pas répandue.

Les noyaux sont soumis à des conditions de travail particulièrement pénibles, car après la coulée ils se trouvent immergés (sauf les portées) dans le métal en fusion. Pour supporter ce régime, les noyaux doivent donc posséder une résistance élevée, une bonne perméabilité aux gaz, être réfractaires, avoir une compressibilité suffisante, c'est-à-dire être capables de réduire leur volume, sinon le métal peut se fissurer lors du refroidissement.

L'encombrement et la résistance des noyaux sont très variés ; c'est ainsi que l'on distingue :

1) les noyaux moyens et gros en sable argileux, composés de sable siliceux, d'argile et d'additions organiques ;

2) les noyaux petits, parfois gros, en sable, formés de sable siliceux et d'agglutinants organiques ;

3) les noyaux particulièrement gros d'une résistance élevée, fabriqués à partir de l'argile et des briques ;

4) les noyaux métalliques d'une forme simple.

Le moulage des noyaux à la main est réalisé dans des boîtes à noyaux ou à l'aide de gabarits. Les noyaux fabriqués à la machine sont confectionnés dans des boîtes à noyaux seulement. Ce dernier procédé est d'un rendement très élevé et permet d'obtenir des noyaux d'une très grande précision.

La gamme d'opérations pour la fabrication des noyaux est la suivante : moulage des noyaux en sable vert, étuvage, finition et coloration. Si les noyaux sont constitués par deux ou plusieurs parties, après le séchage on procède à leur collage.

Pour élever la résistance, on incorpore dans les noyaux des armatures formées de fers de renforcement spéciaux en fil de fer ou en fonte.

Pour constituer les armatures on emploie le plus souvent du fil d'acier recuit à bas carbone d'un diamètre jusqu'à 8 mm. Pour des noyaux plus gros, on utilise des armatures en fonte coulées.

Les noyaux pour la fabrication des tubes et autres corps de révolution sont exécutés en argile par le procédé du tournage selon un trousseau. Comme armature on utilise un tube en fer appelé lanterne, qui est percé sur toute sa longueur de trous pour l'évacuation des gaz.

La disposition de l'armature au sein du noyau joue un grand rôle. Pour éviter la stratification du métal l'armature ne doit pas être placée trop près de la surface du noyau.

Lors de la confection des noyaux, il faut porter une attention particulière sur la ventilation, c'est-à-dire sur l'aménagement des trous d'air pour améliorer la perméabilité aux gaz. Ces trous sont percés à l'aiguille qu'on ne laisse pas atteindre la surface extérieure pour prévenir la pénétration du métal liquide dans le noyau.

Les trous auxiliaires peuvent être formés aussi en incorporant dans le moule des rondins de fer qui, après l'extraction, laissent des canaux rectilignes.

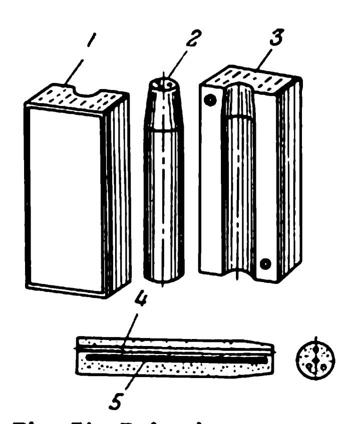


Fig. 71. Boîte à noyau et répartition des trous d'air au sein du noyau

1, 3 — parties de la boîte; *2* — noyau; *4* — trous d'air; *5* — armature (fil de fer de 2 mm de diamètre)

La fig. 71 donne une représentation schématique de la fabrication d'un noyau simple dans une boîte goujonnée.

Les noyaux d'une forme tourmentée sont fabriqués en pièces détachées qui sont collées après le séchage.

Les noyaux ronds d'une longueur supérieure à 500 mm et d'un diamètre de 60 mm et plus peuvent être confectionnés par troussage de révolution ; les noyaux ayant une autre forme sont fabriqués par troussage rectiligne.

Les noyaux peuvent être fabriqués également à l'aide de machines spéciales appelées machines à noyauter. D'après le procédé de serrage du sable dans la boîte on distingue les boudineuses, les machines à pression, à secousses, les machines à tirer les noyaux, les machines à souffler les noyaux et les machines spéciales.

Les gros noyaux sont transportés et fixés dans le moule à l'aide d'une grue.

§ 6. Systèmes de coulée et d'alimentation

Destination et genres des systèmes de coulée. On appelle *jets de coulée* le système de canaux, y compris le bassin de coulée, qui assure l'amenée du métal liquide dans le moule. Le système a pour tâche :

1) d'assurer une amenée régulière continue et calme du métal liquide dans l'empreinte du moule ;

2) de prévoir l'alimentation de la pièce en métal liquide pendant sa solidification et le retrait ;

3) d'empêcher la pénétration des scories, du sable et d'autres inclusions non métalliques dans le moule ;

4) de prévenir la destruction du moule par l'action du jet de métal.

Les *jets de coulée ordinaires* pour la fonte (fig. 72) comportent un bassin *1* (entonnoir), une descente ou jet de coulée *2*, un chenal ou piège à crasse *3* et des attaques *4*. Si la nécessité se présente, on introduit pour la fonderie de fonte un évent *5*, et pour d'autres fonderies, des masselottes.

D'après le procédé de l'amenée du métal vers l'empreinte on distingue :

1) la coulée en source, lorsque le métal parvient à l'empreinte en suivant un plan horizontal (fig. 73), le plus souvent la surface de joint des châssis ;

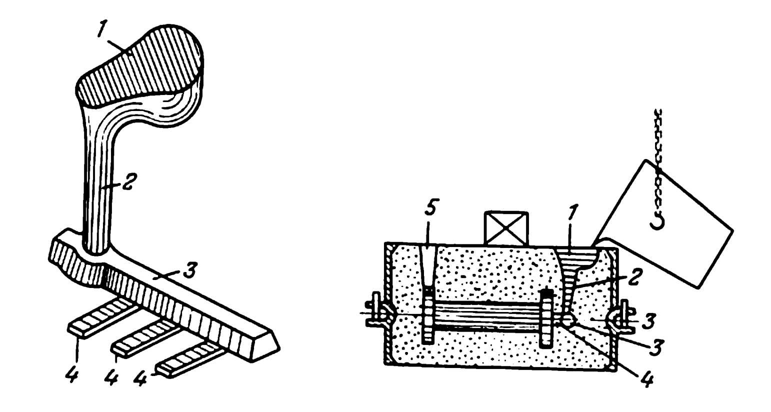


Fig. 72. Jets de coulée ordinaires pour la fonte

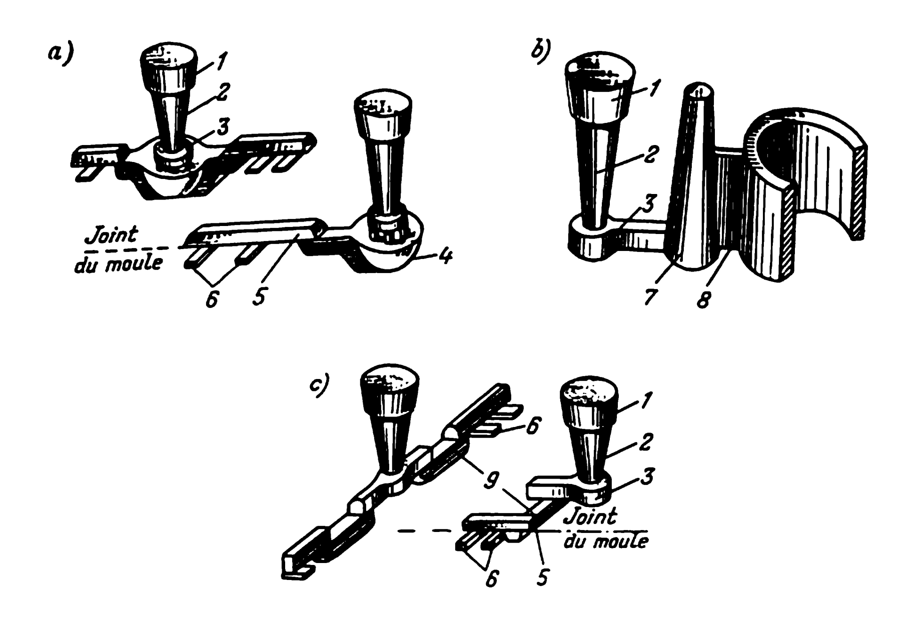


Fig. 73. Coulées horizontales

a — à chenal filtrant; *b* — à attaque verticale; *c* — à freinage; *1* — bassin de coulée; *2* — jet principal; *3* — receveur; *4* — receveur sous tamis; *5* — chenal; *6* — attaques; *7* — masselottes de l'attaque; *8* — attaque verticale; *9* — canaux de coulée

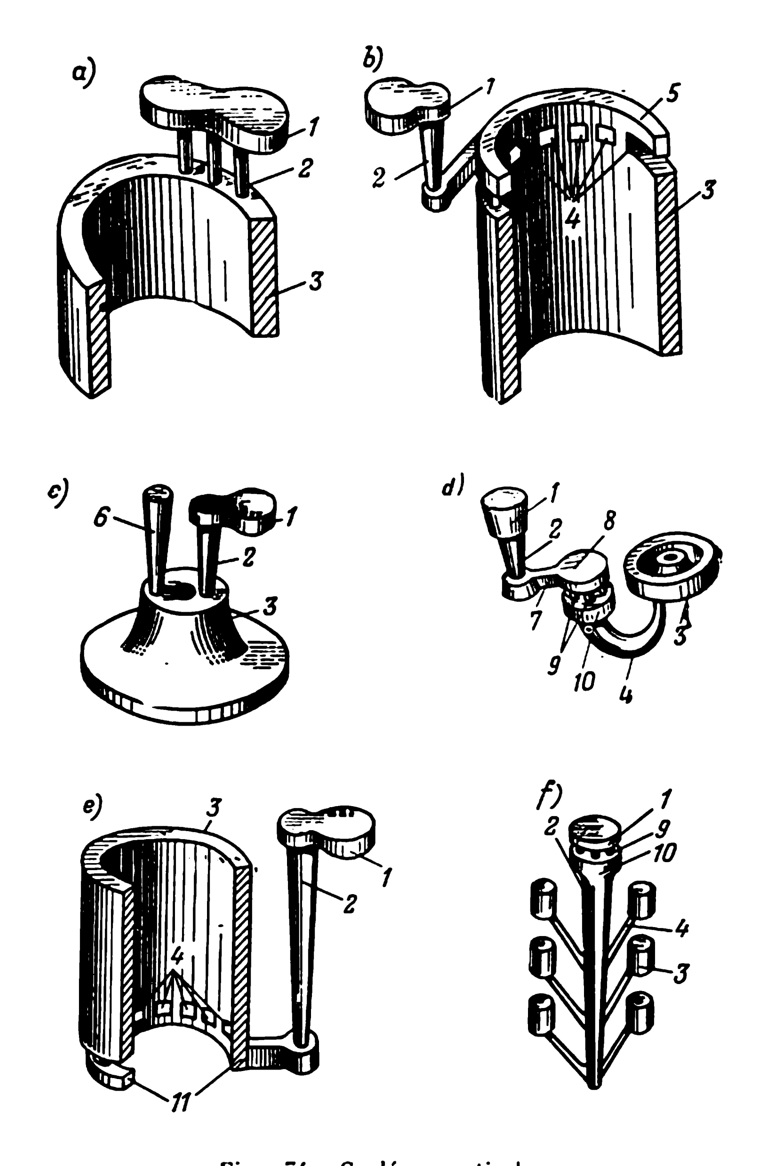


Fig. 74. Coulées verticales

a — en pluie; b — en pluie avec chenal; c — simplifiée pour coulée en chute; d — par corne avec chenal filtrant; e — en nourrice à chenal annulaire; f — en nourrice pour petites pièces; 1 — bassin; 2 — jet principal; 3 — pièce; 4 — alimenteurs verticaux ou à corne; 5 — collecteur annulaire; 6 — évent; 7 — canal de coulée; 8 — chenal filtrant; 9 — alimenteurs en tamis; 10 — receveur sous tamis; 11 — chenal annulaire

2) la coulée en chute, lorsque le métal se déplace dans le plan vertical (fig. 74).

Calcul des coulées. Les dimensions du système des coulées sont établies d'après la section transversale des attaques, qui régit la cotation de tous les autres éléments (canaux).

Cette section conditionne aussi la vitesse de remplissage du moule. Cette vitesse est fonction, à son tour, de l'épaisseur des parois, du contour, de l'encombrement et du poids de la pièce. Pour les grosses pièces, la section des attaques doit être plus grande que pour les petites : si les canaux sont étroits, le métal s'écoulera trop longtemps et il se solidifiera avant que l'empreinte soit remplie.

D'autre part, l'on évitera de faire des canaux trop longs ; pendant la coulée, le métal s'épaissit, perd sa coulabilité et conditionne ainsi le rebut sous forme de refus, de mal venu, etc.

La vitesse de coulée dépend non seulement de la section des attaques, mais aussi de la pression exercée par le métal dans le système de coulée : plus haut est le jet principal, et plus vite l'empreinte sera remplie.

Pour calculer la section des attaques on emploie la formule établie selon le principe du courant dans des canaux fermés :

$$S = \frac{g}{\mu t \cdot 0{,}31 \sqrt{P_c}} \text{ cm}^2, \qquad (61)$$

où g est le poids de la pièce, en kg ;

μ, l'indice du débit du métal qui est pour la fonte de 0,27 à 0,55 ; pour l'acier, de 0,3 à 0,41 ; pour les alliages non ferreux de 0,6 à 0,7 ;

t, le temps de coulée, en s ;

P_c, la poussée calculée du métal, en cm.

La poussée calculée du métal P_c est établie d'après la formule :

$$P_c = P_m \frac{P_a^2}{2P_p} \text{ cm}. \qquad (62)$$

où P_m est la poussée maximum (selon le niveau du métal dans le bassin au-dessus du niveau de l'attaque) ;

P_a, la hauteur de la pièce au-dessus du niveau de l'attaque ;

P_p, la hauteur totale de la pièce.

Les sections de la descente et du chenal sont choisies en fonction de la section des attaques ; elles sont calculées suivant les rapports 1,4 : 1,2 : 1 (section de la descente : section du chenal : section globale des attaques).

CHAPITRE XIV

APPAREILS DE FUSION. GENRES ET PROPRIÉTÉS DES PIÈCES. COULÉE ET ÉBARBAGE

§ 1. Composants du lit de fusion

Le lit de fusion employé dans la *fonderie de fonte et d'aciers* est constitué par des métaux, des combustibles et des fondants.

La partie métallique du lit de fusion est composée d'une certaine quantité de gueuses de fonte de diverses nuances, de bocages de fonte et d'acier, de retours de fabrication (coulées, remises, rebuts, copeaux) et d'une petite quantité de ferro-alliages. La fusion de la fonte et de l'acier dans les cubilots est assurée par la combustion du coke de fonderie et parfois de l'anthracite. Comme fondant on emploie la castine, la dolomie, le spath fluor, l'apatite, des scories Martin. Leur tâche est de baisser la température de fusion du laitier en formation.

Pour la *fonderie des alliages non ferreux*, la partie métallique du lit de fusion est composée des métaux primaires et secondaires et des alliages correspondants. Les métaux primaires sont fabriqués dans les usines sidérurgiques. Les métaux secondaires et les alliages sont obtenus par la refusion et la rectification des riblons et des copeaux non ferreux dans des fours et par la coulée du métal liquide ainsi obtenu dans des lingotières.

Dans les lits de fusion des alliages non ferreux on introduit souvent un alliage spécial, appelé préalliage ou ligature, qui est constitué par la combinaison de deux ou plusieurs métaux. Comme fondants on emploie le plus souvent les chlorures et les fluorures des métaux alcalins et alcalino-terreux ; par exemple, pour les alliages de magnésium et d'aluminium, on utilise le chlorure de baryum.

§ 2. Appareils de fusion

Les dimensions des appareils de fusion et leur rendement doivent correspondre aux besoins de la fonderie en métal liquide.

Les appareils de fusion se distinguent selon le genre du métal à refondre. Les convertisseurs, les fours Martin et les fours électriques pour l'acier ont été décrits dans la première partie. Aussi nous n'examinerons ici que certains appareils employés pour la fusion de la fonte et de plusieurs métaux et alliages non ferreux.

Organisation d'un cubilot. L'appareil le plus répandu pour la fusion de la fonte est le cubilot. C'est un four à cuve cylindrique (fig. 75) placé sur des pieds *1*. L'enveloppe *2* est exécutée en tôles d'acier de 8 à 10 mm d'épaisseur. A l'intérieur, le cubilot est revêtu de briques de chamotte réfractaires *3*. Pour protéger le garnissage de la partie supérieure de la cuve contre les coups dus à la chute

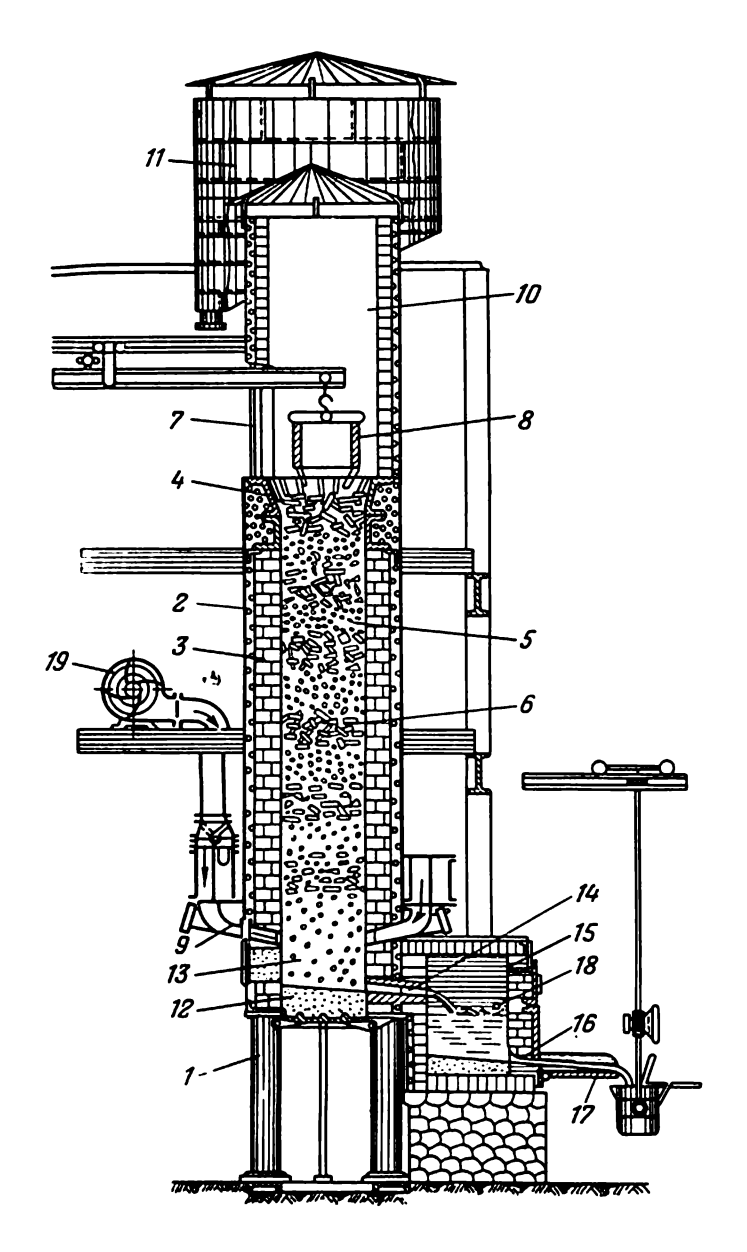


Fig. 75. Schéma d'un cubilot

des morceaux du lit de fusion lors du chargement, on a prévu des boucliers de protection en fonte *4* qui ceinturent le gueulard.

Le coke *5* et le métal *6* du lit de fusion sont chargés depuis l'aire de travail dans l'ouverture de chargement (gueulard) *7*. Dans les grandes fonderies cette opération est mécanisée ; elle est alors exécutée par une benne *8* à fond mobile.

Le vent qui assure la combustion est refoulé par le ventilateur *19* à travers les tuyères *9* placées au-dessus du creuset. Les cubilots modernes comptent trois rangées de tuyères réparties en quinconce.

Les produits de la combustion (gaz d'échappement) sont chassés à travers la cheminée *10* et l'extincteur d'étincelles *11* (sec ou à pulvérisation d'eau).

La partie inférieure du cubilot, depuis la sole *12* jusqu'aux tuyères *9* porte le nom de creuset *13*.

La sole est garnie de sable maigre très réfractaire. Après chaque coulée on procède au défournement de la sole. Dans la partie inférieure de la sole on pratique un trou *14* pour assurer la coulée de la fonte dans l'avant-creuset *15*. Le diamètre de l'avant-creuset est généralement un peu plus grand ou égal à celui de la cuve du cubilot. De l'avant-creuset le métal s'écoule par le trou de coulée *16* pour suivre le chenal *17* et venir dans la poche de coulée. Le laitier est évacué à mesure de son accumulation à travers le trou de crasse *18*.

Les *dimensions principales du cubilot* sont choisies suivant les données de la pratique. Ainsi sa section transversale S est établie d'après la productivité horaire et calculée suivant la formule

$$S=\frac{\pi d^2}{4}=\frac{P}{P_1}\ \text{m}^2, \qquad (63)$$

où d est le diamètre du cubilot, en m ;
P, la productivité recherchée, en t/h ;
P_1, la productivité spécifique par m² de section de la cuve, en t/h. Ordinairement $P_1=6\text{-}8$ t/h.

La hauteur utile du cubilot (distance entre l'axe des tuyères principales et le niveau inférieur du gueulard) est établie d'après son diamètre selon le rapport H : d=3 : 5. Cette hauteur influe directement sur la vitesse de la fusion, le débit du combustible, la température et la qualité du métal liquide. Si elle est trop grande, le coke peut se fractionner lors du chargement. Quand elle est insuffisante, le métal ne se réchauffe pas suffisamment, le tirant d'air est trop faible et le rendement du cubilot diminue.

Les tuyères doivent fournir un vent régulier pour assurer des conditions optimales de combustion. C'est pourquoi leurs sections doivent se conformer à un certain rapport avec celle du cubilot, car il conditionne le rendement, la température et la qualité du métal. La surface globale des sections des tuyères doit constituer de 1/5 à 1/6 de la surface de section du cubilot ; ordinairement, la section d'une tuyère est de 50×150 ou de 100×300 mm.

Les tuyères d'un cubilot à avant-creuset sont montées le plus près possible de la sole. Dans les cubilots sans avant-creuset, la distance des tuyères à partir de la sole est établie d'après le volume du métal liquide qu'il faut accumuler avant la coulée.

La hauteur d'un creuset avec avant-creuset ne dépasse pas 150-200 mm ; pour un cubilot sans avant-creuset, la hauteur du creuset ne doit pas être supérieure à 450 mm.

Fonctionnement d'un cubilot. Un nouveau cubilot (ou qui vient de subir une réparation fondamentale ou courante) doit être bien séché, puis mis à feu.

Dans ce but on allume sur la sole un bûcher de bois. Quand le bois prend bien feu, on charge d'en haut, à plusieurs reprises, du coke, en veillant à ce qu'il prenne feu. Après avoir chargé du coke au-dessus du niveau des tuyères, on donne un peu de vent pour activer sa combustion. Ensuite, on charge encore du coke jusqu'à ce que son niveau dépasse environ de 700 à 800 mm la rangée supérieure des tuyères. Cette couche de coke, chargée sur la sole du cubilot avant le début de la fusion, s'appelle *paillasse.*

La hauteur de la paillasse joue un rôle important dans les phénomènes qui se déroulent au sein du cubilot : elle influe sur la température, la vitesse de fusion et la composition chimique de la fonte ; elle est le siège de la combustion du coke, c'est là que se forme la zone des températures les plus élevées (zone de fusion) ; enfin, on charge sur la paillasse le métal et le fondant du lit de fusion.

Il est d'usage d'établir la hauteur de la paillasse par voie expérimentale ; elle dépend essentiellement des dimensions et du rendement du cubilot.

Après le chargement et l'échauffement de la paillasse, on charge la première partie métallique du lit de fusion, composée des gueuses et des déchets de fonte. Son poids constitue environ de 10 à 15% de la production horaire du cubilot. Ensuite on charge une certaine quantité de fondant (de la castine, par exemple) pour la formation du laitier. En se réchauffant la castine se décompose en chaux (CaO) et en gaz carbonique (CO_2). La chaux neutralise la silice qui se trouve dans la cendre de coke et le sable, ou qui se forme par l'oxydation du silicium, alors que CO_2 est entraîné par les gaz du cubilot.

L'interaction du silicium et de la chaux conditionne la baisse de la température de fusion du laitier et augmente sa coulabilité.

La castine doit former de 2 à 3% du poids de la charge métallique.

Sur les premières couches de fonte et de fondant, on charge une première portion de coke à raison de 8 à 12% du poids de la partie métallique. A mesure que se produisent la combustion du coke de la paillasse et la fusion des matériaux qui se trouvent au-dessus, la couche supérieure de coke descend pour remplacer le coke brûlé. Ceci permet de maintenir pendant toute l'opération un régime de combustion constant dans la paillasse.

La charge du lit de fusion se poursuit en couches successives jusqu'à ce qu'elles atteignent le niveau du gueulard.

Une fois le cubilot chargé, on donne tout le vent qui est refoulé vers les tuyères par un ventilateur à travers les conduites d'air.

La pression du vent est établie d'après la formule empirique

$$P = 64 \sqrt{q_0 S_c} \text{ mm de la colonne d'eau,} \qquad (64)$$

où q_0 est la quantité spécifique de vent par m^2 de la section du cubilot, en mn (100-130 m^3) ;

S_c, la section du cubilot, en m^2.

L'ouverture des trous de coulée contribue, au début, à une meilleure combustion du coke dans le creuset. Avec l'apparition des premières gouttes de fonte, on bouche les trous avec de l'argile, et la combustion du coke se poursuit uniquement dans la zone située au niveau des tuyères et un peu plus haut. Dans cette zone il y a un excédent d'oxygène de l'air, et c'est là essentiellement que se poursuit la réaction de combustion du carbone $C+O_2=CO_2+$ $+94220$ cal./mole[1]. La chaleur qu'elle dégage est consommée par l'échauffement du coke, des gaz et du lit de fusion.

C'est dans la zone de la combustion parfaite que se développent les températures les plus élevées (jusqu'à 1600—1700°) ; elle s'appelle *zone de fusion* (couches supérieures de la paillasse). Au-dessus de celle-ci, la température tombe quelque peu, mais elle est suffisamment élevée pour faire fondre la partie métallique du lit de fusion et former le laitier.

Les gouttes ou les filets de fonte liquide se surchauffent en s'écoulant et se retrouvent dans la zone de la combustion parfaite du coke, où il y a de l'air en excédent et une grande quantité de CO_2 ; c'est pourquoi on observe près des tuyères un certain déchet du métal liquide, de même qu'il en était au convertisseur Bessemer.

Au-dessous de la zone des tuyères, l'oxygène excédentaire n'existe pratiquement pas car le vent n'arrive pas jusque-là ; c'est pourquoi la fonte fondue qui s'accumule dans le creuset du cubilot ne subit pas l'oxydation ; par contre, ici le métal est saturé en soufre et partiellement (depuis le coke) en carbone. Le temps, pendant lequel la fonte liquide en contact avec le coke absorbe du carbone et du soufre, dépend en raison directe de la hauteur du creuset.

Lors de sa refusion au cubilot et par suite des phénomènes indiqués plus haut, la composition de la fonte se modifie de la façon suivante : la teneur en silicium tombe environ de 15%, celle en manganèse, de 20% ; la teneur en carbone reste pratiquement la même, alors que celle en soufre augmente de 30 à 60% selon sa teneur dans le coke et le débit de ce dernier.

[1] Dans les couches supérieures de la paillasse et partiellement dans la couche supérieure de coke, on enregistre un déroulement de la réaction $CO_2+C=$ $=2CO-41030$ cal./mole qui aboutit à réduire quelque peu la température du lit de fusion.

Les produits de l'oxydation de la fonte (SiO_2, MnO, FeO, etc.) passent dans le laitier.

Les gaz formés dans la zone des tuyères (mélange de CO_2, CO, N_2, H_2O vapeur, SO_2, etc.) se dirigent en haut vers l'extincteur d'étincelles en traversant tout le lit de fusion (fonte, fondants, coke) ; ils lui transmettent une partie de leur chaleur en changeant eux-mêmes quelque peu leur composition. La température de ces gaz, à la sortie du cubilot, est de 300 à 400°, ce qui témoigne d'une bonne utilisation de la chaleur.

Après la combustion du coke et la fusion de la fonte dans la partie inférieure du cubilot il se forme un espace libre où descend la couche supérieure de la charge. Il en résulte que pour assurer le fonctionnement continu du cubilot, il faut poursuivre le chargement des couches successives du lit de fusion par le gueulard dans l'ordre indiqué.

Les produits liquides (fonte et laitier) qui se forment dans le cubilot, s'accumulent dans le creuset en couches séparées qu'on fait sortir par les trous de coulée de fonte et de laitier.

Le rendement d'un cubilot est évalué selon la quantité du métal liquide en tonnes livré en une heure ; il dépend non seulement de la section du cubilot, mais aussi de l'intensité de la combustion du coke. Sous ce terme on comprend la quantité de coke brûlé en tonnes par m^2 de la section du cubilot en une unité de temps.

Pour élever le rendement et réduire la consommation du combustible on peut : 1) recourir au vent enrichi en oxygène (jusqu'à 30—35% de O_2) ; 2) utiliser la chaleur des gaz d'échappement pour le chauffage préliminaire du vent.

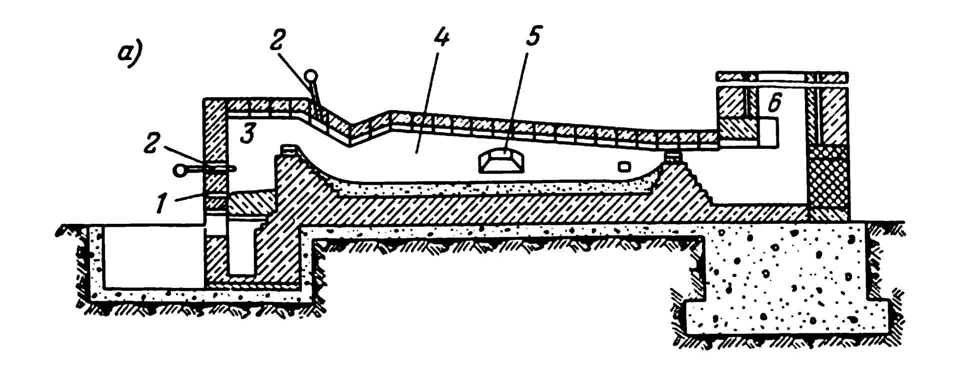
Le grand avantage que présente le cubilot par rapport aux autres appareils de fusion est son fonctionnement continu. Il permet de fabriquer des fontes de diverses compositions chimiques.

Fours à flamme. La fusion de la fonte et des métaux non ferreux peut être réalisée également dans des fours à réverbère et à tambour.

La fig. 76,*a* représente un four à réverbère destiné à la fonte du bronze, du laiton et de la fonte malléable. On l'appelle four à réverbère parce que sa voûte reflète la flamme sur le métal, en assurant ainsi sa fusion et sa surchauffe. Ce four fonctionne à la houille, au combustible solide pulvérisé, au mazout ou au gaz.

Les métaux non ferreux sont souvent fondus dans des fours rotatifs à tambour du type « Metchta » (« Rêve ») (fig. 76, *b*). Ces fours ont deux chambres. L'une d'elles constitue le foyer où brûle du mazout refoulé par une tuyère sous une pression de 150 à 200 mm de la colonne d'eau. Les gaz refoulés à travers le canal se retrouvent dans le laboratoire où s'effectue la fusion. Les produits de la combustion sont évacués par la conduite de fumée.

Les fours à tambour peuvent être basculés à l'aide d'un volant à main si leur capacité est inférieure à 300 kg, et à l'aide d'un mécanisme spécial, si elle est supérieure.



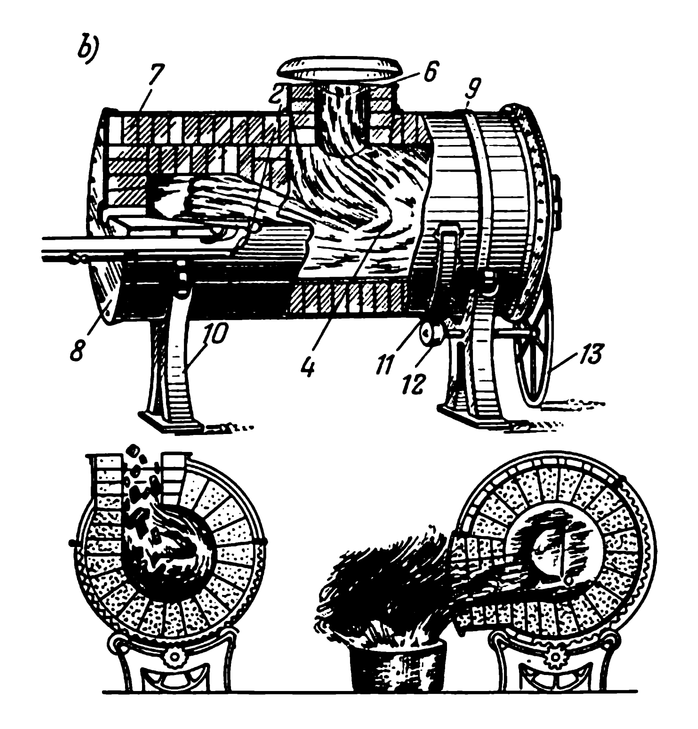


Fig. 76. Fours de fusion

a — fixe à réverbère; b — à tambour basculant; 1 — trou d'air; 2 — tuyères; 3 — chambre de combustion; 4 — chambre de fusion; 5 — trou de chargement; 6 — canal pour l'évacuation des fumées; 7 — garniture du blindage; 8 — parois de la face; 9 — bandages d'acier; 10 — supports coulés en fonte; 11 — secteur denté commandant le basculement; 12 — pignon droit; 13 — volant

Dans un four de 300 kg la fusion du bronze dure une heure, celel de la fonte, 1,5 — 2 heures.

Fours à creuset. La fusion des alliages de cuivre est effectuée dans des creusets de chamotte ou de graphite. Les alliages d'aluminium et de zinc sont fondus dans des creusets d'acier ou de fonte.

Les fours à creuset peuvent fonctionner au combustible liquide, gazeux ou pulvérisé.

Les produits de la combustion chauffent les parois qui transmettent la chaleur au métal contenu dans le creuset. Ainsi le combustible n'entre pas en contact avec le métal qui n'absorbe pas les gaz de combustion ; ceci permet d'obtenir des pièces d'une qualité élevée.

La capacité des creusets varie de 30 à 150 kg ; la durée de l'opération dépend du métal et du genre du combustible.

Actuellement on emploie des fours à creuset basculants montés sur des supports au-dessus du sol. La coulée du métal est assurée par le basculement du four sur des tourillons.

L'inconvénient de la fusion dans un creuset est le débit élevé de combustible.

Pour la fabrication des pièces en acier dans les fonderies on utilise les fours Martin, les fours à arc de tonnages correspondants et les convertisseurs à soufflage latéral.

Fours électriques. Dans les fours électriques le métal en fusion n'est pas en contact avec les produits de combustion. Cela réduit le déchet et permet d'obtenir des métaux de haute qualité.

On emploie les fours électriques des types suivants :

1) les fours à arc ;
2) les fours à résistance ;
3) les fours à induction.

Ce sont les *fours électriques à arc* qui sont les plus répandus ; pour fondre le métal ils utilisent la chaleur que dégage un arc. Ces fours permettent de produire non seulement l'acier, mais aussi la fonte et certains métaux et alliages non ferreux.

La capacité des fours à arc pour la fabrication de l'acier et la refusion de la fonte peut atteindre jusqu'à 10 tonnes. Ils fonctionnent au courant triphasé et consomment à charge solide de 600 à 850 kWh par tonne d'acier. La durée de l'opération varie selon la capacité et atteint parfois 4 heures.

Pour la fabrication des alliages de cuivre, on emploie des *fours à tambour* à arc libre. Un four de ce type est représenté sur la fig. 77,*a*. Le métal liquide se trouve dans la cavité intérieure d'un trommel horizontal revêtu *1*, qui tourne autour de son axe sur les rouleaux *2*. Les deux électrodes de graphite ou de charbon *3* sont introduites à travers les parois des faces du four et assurent l'amorçage de l'arc. Le chargement du lit de fusion et la coulée du métal sont effectués par la porte de chargement *4*.

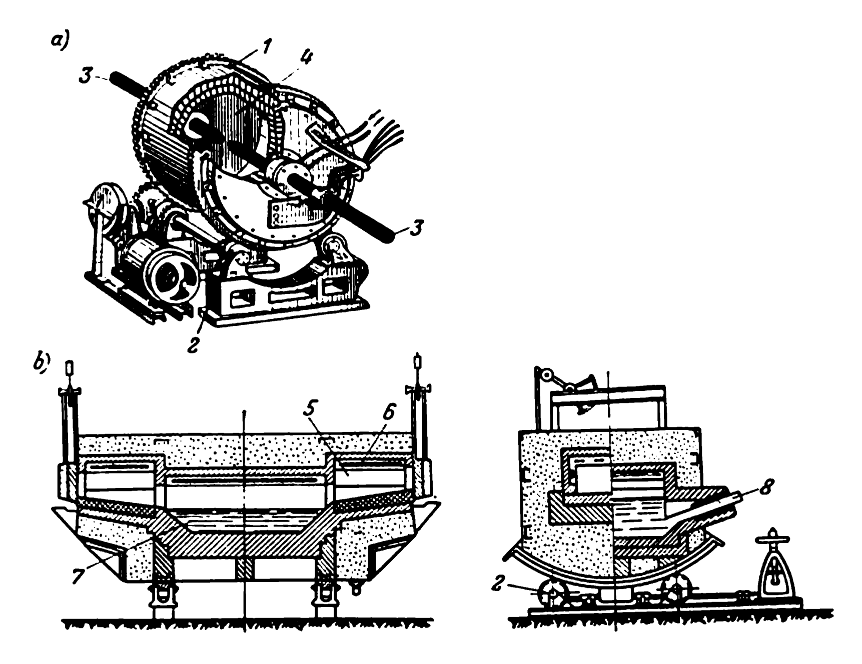


Fig. 77. Fours électriques pour la fusion des métaux non ferreux
a — à tambour; *b* — à résistance

Les alliages d'aluminium sont fondus dans des *fours à résistance.* La fig. 77,*b* en donne le schéma. Le métal est chargé dans les chambres de fusion *5* à sole inclinée, placées des deux côtés du four. Les spires de résistance *6* chauffées par le courant électrique transmettent la chaleur au métal qui fond et s'écoule dans le collecteur *7*. Le four peut être basculé à l'aide des rouleaux *2*, et le métal se déverse alors par le trou de coulée *8* dans la poche de coulée.

Les *fours à induction* présentent plusieurs avantages du point de vue de la fonderie. Ils permettent de chauffer le métal jusqu'à des températures très élevées sans craindre la surchauffe locale si nuisible que l'on observe parfois dans les fours à arc ; ils permettent également le contrôle de la composition de l'atmosphère de gaz ou la formation du vide. Les forces électromagnétiques engendrent au sein du bain une circulation qui contribue à une meilleure interaction du laitier avec le métal et à la fabrication d'un métal plus homogène quant à sa composition. Le brassage du bain agit aussi d'une façon positive sur la dégazation du métal et contribue à l'évacuation des inclusions non métalliques. La commande des fours à induction est très simple, leur mise en marche et leur arrêt peuvent être exécutés rapidement.

Les fours de ce type sont utilisés pour la fabrication de l'acier,

de la fonte, du bronze, du laiton et des alliages d'aluminium. On les utilise à une échelle toujours plus vaste pour la production des alliages d'une composition précise à base de fer et d'autres métaux. Leur capacité varie de quelques kilogrammes jusqu'à 4 — 6 t.

§ 3. Genres et propriétés de la fonderie de fonte et d'acier

La fonte grise est employée pour la fabrication des pièces de configuration et de poids divers. Son utilisation si répandue dans la construction mécanique s'explique par la combinaison heureuse des propriétés de fonderie élevées avec de bonnes propriétés mécaniques.

L'amélioration des propriétés mécaniques des pièces est assurée grâce à l'inoculation du métal liquide. Les inoculants sous forme de ferrosilicium, silico-calcium, etc., sont introduits, à raison de 0,1 à 0,5% du poids de la coulée, lorsque le métal se trouve dans la gouttière du cubilot ou dans la poche. Ces additions désoxydent la fonte et freinent les dégagements de graphite.

Les pièces coulées en fonte grise sont classées d'après un système formé de lettres et de chiffres en fonction de leur résistance mécanique ; par exemple, dans la désignation de la nuance СЧ-18-36, les lettres СЧ signifient « fonte grise » (« seryi tchougoun ») ; le premier nombre indique la charge de rupture à la traction en kg/mm^2 ; le deuxième, la charge de rupture à la flexion en kg/mm^2.

Il existe de nombreux procédés pour élever la qualité de la fonte dans les pièces.

Si, par exemple, on introduit dans le lit de fusion d'un cubilot de 30 à 40% de riblons d'acier en diminuant ainsi la teneur globale en carbone jusqu'à 2,8 — 3%, on obtient une fonte *perlitique* (aciérée) très résistante. Quand la teneur en carbone de la fonte perlitique (aciérée) baisse, une augmentation de la teneur en silicium s'impose pour favoriser la graphitisation de la fonte.

La fonte perlitique est utilisée dans la construction mécanique pour l'exécution des pièces importantes car elle possède une résistance suffisamment élevée (sa charge de rupture à la traction est portée à 40—45 kg/mm^2).

Le procédé de l'inoculation avec du magnésium est à la base de la fabrication d'une autre nuance de fonte à résistance élevée. Son graphite prend la forme de sphérules ou nodules, et la fonte s'appelle alors fonte à graphite sphéroïdal. Elle est désignée par les lettres ВЧ suivies de deux chiffres : le premier indique la charge de rupture à la traction d'un échantillon coulé, le deuxième, l'allongement en %. Les nuances les plus répandues sont ВЧ-50-1,5 et ВЧ-45-5.

La fonte à haute résistance se prête bien au traitement mécanique.

Fonte malléable. On obtient la fonte malléable en soumettant une fonte blanche au recuit ; l'opération dure de 50 à 100 heures et se déroule à la température de 900 à 1050°.

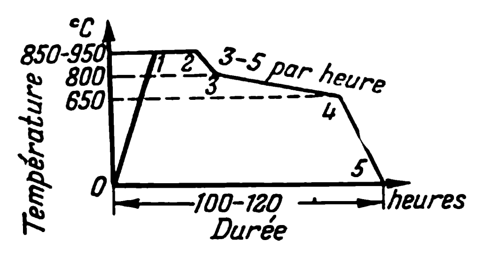


Fig. 78. Abaque du recuit de la fonte ferritique malléable

Suivant le procédé du recuit, on peut produire des fontes perlitique (à cœur blanc) ou ferritique (à cœur noir).

La fonte perlitique est formée par le recuit d'une fonte blanche dans une atmosphère réductrice. Les pièces coulées en fonte blanche sont placées dans des caisses métalliques, couvertes de minerai de fer et introduites dans un four à flamme ou dans un four électrique à résistance. Le carbure de fer se décompose à une température élevée suivant la réaction $Fe_3C \rightarrow 3Fe + C_{recuit}$. En même temps, l'action de l'oxygène du minerai provoque la décarburation partielle du métal depuis la surface de la pièce.

Après le recuit, la cassure des pièces en fonte perlitique est claire, d'une couleur argentée.

En U.R.S.S., on utilise surtout la fonte malléable ferritique (cœur noir) obtenue par suite du recuit des pièces en fonte blanche dans un milieu neutre sans additions du minerai dans les caisses. Cette opération assure seulement la décomposition de la cémentite, sans décarburer le métal. La cassure d'une fonte ferritique présente une face noire, veloutée.

Cette fonte est fabriquée dans des fours à chambre ou à tunnel à effet continu. L'opération compte deux périodes de graphitisation. Durant la première période le métal est lentement réchauffé (ligne *0—1* sur la fig. 78) jusqu'à 850-950° et maintenu un certain temps à cette température (ligne *1—2*).

Avant l'échauffement la fonte avait la structure : perlite + cémentite libre. Lors d'échauffement jusqu'au point *1*, la perlite se transforme en austénite qui dissout une partie de la cémentite secondaire. Il en résulte que dans le point *1* la fonte est composée d'austénite avec des inclusions de cémentite structuralement libre.

Pendant toute cette période (ligne *1—2*), qui dure de 20 à 30 heures, la cémentite libre se décompose en dégageant le carbone du recuit suivant la réaction $Fe_3C \rightarrow 3Fe + C$ (première période de graphitisation). Elle aboutit à la formation de deux phases, l'austénite et le carbone de recuit.

La zone *2—3* caractérise une période de graphitisation intermédiaire pendant laquelle une certaine quantité de cémentite secondaire

se dégage de l'austénite et se décompose en dégageant du carbone de recuit.

La ligne *3—4* délimite la deuxième période de la graphitisation. Elle commence à 700 — 750° par la décomposition de la cémentite, qui fait partie de la perlite, avec formation de la ferrite et du carbone de recuit. Ce phénomène peut se produire à une température constante ou au refroidissement lent à raison de 3 à 5° par heure ; il prend fin à 650°. Ainsi, on obtient au point *4* une fonte malléable d'une structure ferritique avec inclusions de carbone de recuit. Au-dessous du point *4* la structure du métal ne change pas et son refroidissement se poursuit hors du four (ligne *4—5*).

Les pièces en fonte perlitique forment d'après leurs propriétés mécaniques trois nuances ; leur charge de rupture varie de 30 à 40 kg/mm², et leur allongement, de 3 à 4%.

La classification de la fonte ferritique est établie d'après le même principe. Parmi les nuances répandues il y a KЧ-35-10 et KЧ-37-12. Dans ces désignations, les premiers chiffres indiquent la charge de rupture à la traction en kg/mm², et les seconds, l'allongement en pour cent.

Il convient de noter que malgré leur dénomination les fontes malléables ne peuvent pas être forgées ou embouties ; elles ne peuvent pas supporter de grandes déformations. On les appelle malléables pour les distinguer des fontes grises ordinaires, et parce que leurs propriétés plastiques sont meilleures.

Fontes alliées. L'introduction dans la composition de la fonte du chrome, du nickel, du cuivre, du titane, du molibdène et d'autres éléments d'alliage améliore les propriétés mécaniques, physiques et chimiques du métal et permet souvent d'obtenir des pièces avec des propriétés particulières

Les fontes ainsi formées sont désignées selon l'élément ajouté : fonte au nickel, au chrome, au chrome-nickel, etc. Certaines fontes alliées servent à la fabrication des pièces de fonderie qui devront subir un frottement important au cours de leur travail. Les pièces en fonte d'une teneur élevée en chrome et en nickel peuvent résister à la corrosion et, dans certains cas, être réfractaires.

La fonderie d'acier est classée selon la composition chimique du métal :

1) à carbone ;

2) faiblement alliée de construction ;

3) fortement alliée aux propriétés spéciales : résistance à l'usure, réfractairité, stabilité à la corrosion dans divers milieux chimiquement actifs, etc.

Dans la fonderie d'acier la plupart des pièces sont fabriquées en acier à carbone.

Les nuances les plus employées ont de 0,15 à 0,45% C, de 0,5 à 1% Mn, de 0,2 à 0,5% Si. La teneur en soufre et en phosphore doit être réduite au minimum (pas plus de 0,05%). Les pièces exécutées

à partir de ces nuances ont une structure ferrito-perlitique et une charge de rupture à la traction de 40 — 60 kg/mm² au minimum, une limite d'élasticité de 20 à 35 kg/mm², un allongement de 10 à 24%, une striction de 18 à 35% et une résilience minimale de 2,5 à 5 kgm/cm².

Par rapport à la fonte, la température de fusion de l'acier est plus élevée, son retrait est plus grand (environ 2%), sa coulabilité est moins bonne ; il a une tendance plus accentuée à la formation des tensions thermiques et à la fissuration à chaud et à froid. C'est pourquoi les moules prévus pour la fonderie d'acier doivent répondre à des exigences très rigoureuses ; il faut qu'ils soient plus réfractaires, plus perméables aux gaz, plus résistants et plus compressibles que les moules destinés à la fabrication des pièces en fonte.

Presque toutes les pièces en acier à carbone obtenues par fonderie subissent un traitement thermique qui améliore leur microstructure, leurs propriétés mécaniques et réduit les tensions internes résiduelles.

Les traitements thermiques sont les suivants : le recuit, la normalisation, la trempe avec revenu ultérieur. Pour éliminer les tensions internes dans les aciers à carbone, on les soumet au recuit et au revenu à haute température au cours duquel les pièces sont progressivement réchauffées jusqu'à 650 — 700°, puis refroidies lentement (20 — 30° par heure) jusqu'à 400 — 450°.

Les pièces de fonderie en acier sont employées dans de nombreuses branches de l'économie nationale.

§ 4. Certaines propriétés de fonderie des alliages

Le remplissage des moules et la qualité des pièces dépendent non seulement du système de coulée et d'alimentation mais aussi des propriétés de fonderie du métal.

Les principales propriétés de fonderie des métaux et des alliages sont la coulabilité, la liquation et le retrait.

La *coulabilité* est l'aptitude du métal fondu de bien remplir le moule et de reproduire fidèlement son empreinte. Si la coulabilité est bonne, le métal forme sans difficultés tous les éléments de la pièce, qu'ils soient épais ou minces. Une coulabilité insuffisante conditionne un remplissage défectueux, la formation de manques, surtout quand il s'agit des parois minces.

La coulabilité de tous les métaux et alliages s'accroît avec l'élévation de température.

Les inclusions non métalliques dans le métal ont pour effet de diminuer la coulabilité, car elles rendent plus difficile la pénétration du métal dans le moule. L'augmentation de la teneur en soufre, en oxygène ou en chrome diminue la coulabilité de la fonte. Le phosphore, le carbone, le silicium, le manganèse, l'aluminium et le cuivre, au contraire, élèvent la coulabilité de la fonte.

On détermine la coulabilité d'un métal à l'aide d'un essai spécial. Le métal fondu est coulé dans une éprouvette en forme de spirale d'une certaine section, aménagée dans du sable de moulage (fig. 79). La longueur de la spirale est divisée en zones de 50 mm chacune. La coulabilité est caractérisée par la longueur du trajet parcouru par le métal jusqu'au moment de sa solidification dans la spirale.

Lors de la solidification du métal, surtout dans un grand moule, on observe parfois le phénomène de *liquation*, c'est-à-dire d'une hétérogénéité chimique. Cela conditionne la différence entre les propriétés mécaniques des diverses parties d'une même pièce.

En se refroidissant et en se cristallisant, le métal subit le phénomène de *retrait* qui se traduit par la diminution de volume.

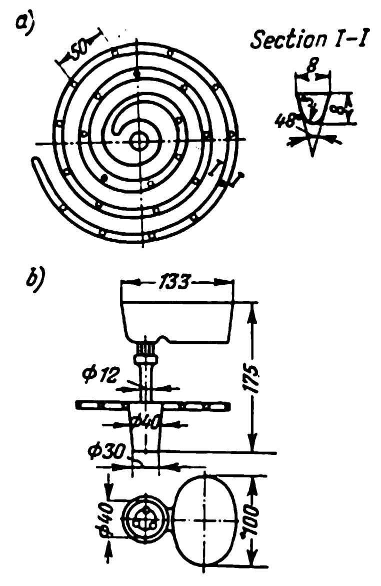


Fig. 79. Spirale pour l'essai de coulabilité
a — spirale; b — jets de coulée

Dans les fonderies, on appelle retrait la différence exprimée en pour cent entre les dimensions du modèle et celles d'une pièce finie.

§ 5. Coulée, décochage et ébarbage

Coulée. Le métal fondu dans un four est coulé dans des poches d'où on le répartit dans des moules.

La capacité des poches varie de 25 — 35 kg à 10 tonnes et plus.

Les petites poches sont revêtues à l'intérieur par de l'argile, alors que les poches de grande capacité sont garnies à l'intérieur des briques réfractaires ou d'une masse réfractaire spéciale.

Avant de recevoir le métal, les poches doivent être bien séchées.

Décochage des moules. Lorsque les pièces sont définitivement solidifiées dans les moules et suffisamment refroidies, on procède à leur décochage. Une pièce libérée trop vite du moule peut se déformer, c'est pourquoi on commence le décochage seulement lorsque sa température ne dépasse pas 400 — 500°.

Le décochage des pièces et l'extraction des noyaux est une opération pénible et nocive, car elle est accompagnée du dégagement d'une grande quantité de chaleur et de la formation de la poussière ; c'est pourquoi on s'efforce de la mécaniser. Le plus souvent le décochage est effectué à l'aide de secoueurs de décochage, de grilles à

secousses et de vibrateurs. Dans tous ces cas, cette opération est effectuée dans le but de détruire les moules en les secouant énergiquement.

Après l'extraction de la pièce du châssis on procède au débourrage qui consiste à nettoyer le sable adhérant à la pièce et à enlever les noyaux.

L'exécution de cette opération est assurée par des vibrateurs fixes ou transportables. Pour les pièces de grandes dimensions on utilise de préférence des perforateurs.

Le débourrage *hydraulique* est plus hygiénique. Il consiste à détruire et à éroder les noyaux par un jet d'eau lancé sous une pression de 25 à 100 atmosphères.

L'opération est exécutée dans une cabine métallique. La pièce à traiter est chargée sur un chariot par une porte latérale. Le chariot est placé sur une plate-forme rotative qu'on peut faire tourner par l'intermédiaire d'un moteur électrique. L'ouvrier dirige de l'extérieur à l'aide d'une buse le jet d'eau sur la pièce.

Le débourrage hydraulique est plus productif.

Ces derniers temps, on utilise un nouveau procédé de débourrage connu sous le nom de procédé de l'hydroblast, qui consiste à dégager les noyaux en dirigeant sur la pièce coulée un jet d'une suspension aqueuse de grains de silice. Ce procédé permet d'assurer aux pièces ainsi traitées un bon état de surface.

Ebarbage. Une fois la pièce décochée et débourrée, il faut la nettoyer du sable adhérent, mais surtout il faut faire chuter les coulées et les bavures. Toutes ces opérations sont réalisées dans les sections d'ébarbage.

Le traitement mécanisé est assuré par des tonneaux de nettoyage, des sableuses, des machines à grenailler et des dessableuses centrifuges.

Dans les tonneaux carrés ou circulaires on traite des petites pièces chargées avec des petits morceaux de fonte en forme d'étoile. Le frottement et les secousses détachent le sable adhérent.

Les machines à nettoyer par jet de sable et à grenailler sont largement employées pour le dessablage de petites, de moyennes et de grosses pièces. Leur principe de fonctionnement est le suivant : un jet d'air comprimé entraîne des grains de sable secs ou de la grenaille de fonte pour les projeter sur la surface de la pièce à dessabler. L'impact du sable ou de la grenaille contre la surface de la pièce chasse le sable incrusté.

Le procédé le plus perfectionné est celui de l'hydroblast, qui permet de combiner le débourrage des noyaux avec le dessablage des pièces.

L'ébarbage des bavures, des masselottes, des évents et des descentes ainsi que la finition des pièces sont assurés par l'usinage, l'oxycoupage ou le découpage à l'arc, avec utilisation d'un équipement varié.

PROCÉDÉS DE MOULAGE SPÉCIAUX

En U.R.S.S. on utilise à une vaste échelle les procédés perfectionnés de la production des pièces de fonderie comme coulée en coquille, coulée centrifuge, coulée sous pression, moulage de précision à cire perdue, coulée en carapace, coulée continue.

§ 1. Coulée en coquille

La coulée en coquille permet d'augmenter considérablement le rendement du travail, de réduire le rébut et d'augmenter la résistance mécanique des pièces ; on obtient une meilleure surface réduisant ainsi la surépaisseur d'usinage.

Si le moule de sable ne sert qu'une fois, chaque coquille permet de faire plusieurs centaines de milliers de pièces en alliage à point de fusion bas, de 1500 à 5000 pièces de fonte et de 600 à 700 petites pièces d'acier.

Les coquilles comportent ordinairement plusieurs parties. On les fabrique en fonte ou en acier. Pour élever la ténacité de leur surface intérieure qui entre en contact avec le métal en fusion, on les recouvre d'un revêtement réfractaire. Le revêtement est porté par un pulvérisateur ou un pinceau sur une coquille échauffée à 200 — 250°.

§ 2. Coulée centrifuge

Ce procédé est le plus commode pour exécuter des pièces de révolution.

Le métal fondu est introduit dans la cavité d'une coquille qui tourne rapidement ; sous l'action de forces centrifuges il est projeté sur les parois où il se solidifie en forme de pièce creuse.

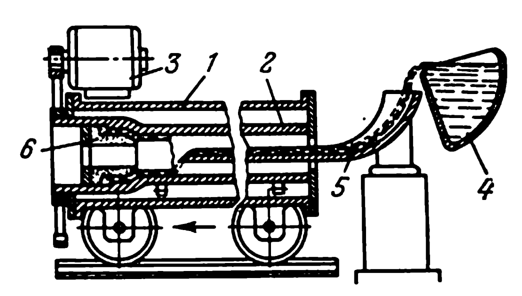


Fig. 80. Schéma de la coulée centrifuge des tubes
1 — blindage; 2 — coquille rotative; 3 — moteur électrique; 4 — poche; 5 — gouttière; 6 — noyau de sable

La rotation des coquilles est assurée par des machines centrifuges à axe vertical ou horizontal. Les pièces larges, comme par exemple les bagues de bronze, les roues à vis sans fin, les masselottes sont le plus souvent coulées dans les machines à axe vertical. Pour les pièces longues (conduites d'eau et de canalisation en fonte, tubes d'acier des canons, etc.) on utilise des centrifugeuses à l'axe de rotation horizontal.

La densité des pièces ainsi obtenues est très élevée, elles ont une structure fine et une bonne résistance mécanique. Absence des descentes et des évents, faibles surépaisseurs d'usinage, petit pourcentage du rebut et rendement élevé sont les facteurs qui confèrent à la centrifugation l'avantage d'être très économique.

Il existe plusieurs types de machines centrifuges dont l'agencement est déterminé par les dimensions des pièces et leur destination ; ainsi, par exemple, la fig. 80 représente le schéma d'une machine pour la coulée centrifuge des conduites d'eau et de canalisation en fonte.

Pour assurer la répartition du métal sur toute la longueur du tube on fabrique ces machines en deux variantes : 1) les centrifugeuses à gouttière mobile dans le sens horizontal et coquille fixe ; 2) les centrifugeuses à gouttière fixe, avec la coquille se déplaçant dans le plan horizontal.

La vitesse de rotation de la coquille dépend du diamètre du tube, de la composition du métal à couler et de plusieurs autres facteurs.

Ces derniers temps, on a mis au point des machines centrifuges pour la fabrication des pièces tourmentées.

Pour économiser les métaux non ferreux, on a mis au point un procédé permettant la fabrication des bagues formées de deux couches de métal (bimétalliques) en rechargeant du bronze sur de l'acier ou de la fonte. Dans ce but, on verse d'abord dans la coquille en rotation de la fonte fondue, puis, après sa solidification, du bronze.

§ 3. Coulée sous pression

Ce procédé permet d'obtenir des pièces ayant une configuration très compliquée et des dimensions très précises. Il consiste à refouler le métal dans des coquilles d'acier sous une certaine pression.

La fig. 81,*a* représente le schéma d'une machine à piston pour le moulage sous pression des alliages d'aluminium. Le métal fondu se trouve dans un creuset d'acier *1* solidaire du cylindre *2*. Le piston *3* se déplace à l'intérieur du cylindre *2* ; en se déplaçant il refoule le métal à travers l'orifice *4* dans le cylindre, d'où il est chassé dans le canal *5* pour venir jusqu'à la coquille. La fig. 81,*b* représente le moment du remplissage du moule *6* par du métal liquide qui y pénètre

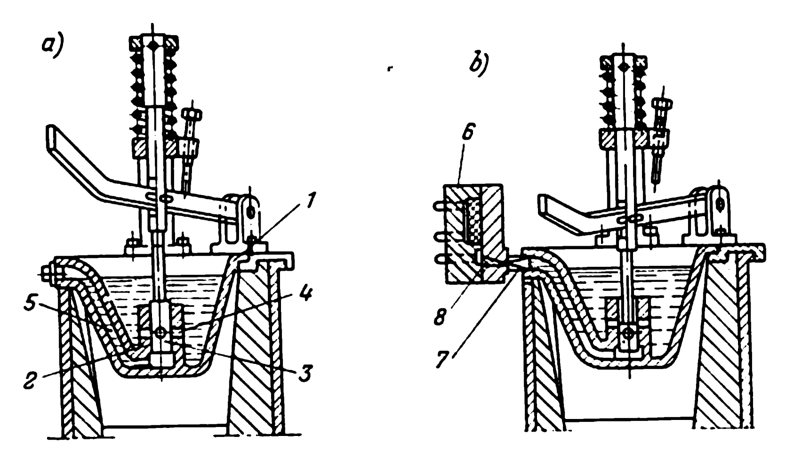


Fig. 81. Machine à piston pour mouler sous pression
a — schéma de fonctionnement; *b* — remplissage du moule par le métal

par la busette *7* et le jet de coulée *8*. Actuellement, ce procédé permet de fabriquer des pièces en alliages de zinc, d'aluminium, de magnésium et de cuivre.

§ 4. Moulage de précision à cire perdue

Les avantages du moulage à cire perdue résident dans l'économie d'usinage et la précision des cotes obtenues. C'est la raison pour laquelle l'on utilise de plus en plus ce procédé dans la construction mécanique moderne pour fabriquer des pièces en acier spécial ou en alliages durs avec une précision très élevée ($\pm 0,05$ mm).

La gamme d'opérations dans ce cas est la suivante : 1) préparer le modèle étalon de la pièce ; 2) confectionner à partir de cet étalon un moule à pression monté destiné au moulage d'un modèle à cire perdue ; 3) mouler le modèle à cire perdue ; 4) fabriquer le moule d'après le moule en cire ; 5) faire fondre la cire en échauffant le moule ; 6) préparer le métal liquide et le verser dans le moule ; 7) décocher les pièces, ébarber les coulées et finir les pièces.

Le modèle étalon est le plus souvent exécuté en alliage à point de fusion bas qui se prête bien à l'usinage. Les dimensions de cet étalon sont choisies en tenant compte du retrait de l'alliage. Le moule à pression monté servant à la fabrication des modèles en cire est fabriqué également avec un métal à point de fusion bas ; sa cavité doit reproduire fidèlement le contour du moule étalon. Ce dernier est rempli par de la cire fondue qui, après sa solidification, forme le modèle en cire.

Le système de coulée et d'alimentation est aussi confectionné dans des moules à pression en cire.

Après son extraction du moule à pression, le modèle en cire est relié au système de coulée et recouvert d'une couche de peinture spéciale composée de quartz pulvérisé, d'une petite quantité de kaolin et de graphite pétris à l'eau avec une addition de verre liquide.

Lorsque la peinture, étalée sur le modèle en cire et le système de coulée, est encore humide, ces derniers sont saupoudrés de sable siliceux très chaud qui, en adhérant à la surface, forme une gaine de quartz. Ensuite on les place sur un rayon où on les laisse sécher durant cinq à six heures, après quoi on les incorpore dans un châssis.

Le moulage peut être mécanisé, avec utilisation d'un mélange formé de 70% de sable et de 30% d'argile ; l'humidité du mélange peut s'élever jusqu'à 15%.

Après le moulage, le châssis avec le modèle en cire est séché à l'air pendant 2—3 heures, après quoi on le met pour deux heures dans une étuve où il est chauffé à 100 — 120° pour faire fondre la cire qui s'écoule sur la table par le trou aménagé dans la plaque-support de moule. Une fois toute la cire écoulée, le châssis est placé dans un four sécheur, où il est maintenu d'abord à 150°, puis chauffé progressivement à 800 — 900°.

Le métal est versé dans les moules ainsi chauffés ; il remplit tout l'espace de l'empreinte et, en se solidifiant, forme des pièces avec un très bel état de surface reproduisant fidèlement la forme du modèle étalon.

§ 5. Coulée en carapace

Pour la fabrication des pièces de précision on utilise parfois un autre procédé perfectionné qui est la coulée en carapace. Il consiste à chauffer une plaque métallique, ainsi que les modèles métalliques fixés à l'un de ses côtés, jusqu'à 220 — 260° ; la plaque et les modèles sont graissés par une émulsion pour prévenir l'adhérence du sable. La surface de la plaque et des modèles ainsi préparée est recouverte de sable de moulage composé de sable siliceux (90%) et de résines synthétiques thermodurcissables (6%). La couche de résine, qui adhère aux modèles, fond la première ; ensuite, elle se solidifie et en 20 secondes forme sur la plaque modèle une couche homogène de sable et de résine de 5 à 8 mm d'épaisseur. Le sable excédentaire (qui n'a pas fondu) est enlevé, alors que la plaque modèle avec la carapace ainsi formée est chargée dans un four où elle est maintenue à 250 — 300° pendant 1 — 3 minutes.

L'enveloppe solide qui s'est formée sur la surface de la plaque modèle constitue un demi-moule. On l'enlève de la plaque pour l'accoupler à un autre demi-moule en les fixant par des pinces ou en les collant.

Le moule ainsi constitué est rempli de métal fondu par l'intermédiaire d'un système de coulée aménagé en même temps que le moule.

Après la coulée du métal et son refroidissement, la carapace est détruite alors que la pièce subit l'ébarbage qui consiste à couper les coulées et les masselottes. Actuellement les carapaces sont fabriquées dans des installations semi-automatiques qui permettent d'obtenir plus de 60 moules par heure et par ouvrier.

§ 6. Fabrication des tôles en fonte coulée

Le procédé consiste à verser de la fonte liquide en un jet réglable dans l'espace entre deux cylindres de laminage horizontaux refroidis par l'eau. En passant entre les cylindres, la fonte se solidifie et forme une bande continue de 0,7 à 1,2 mm d'épaisseur. Ordinairement, cette bande sort des cylindres à la température de 1070 — 1090°. La bande est ensuite découpée en tôles séparées qui subissent un traitement thermique pour éliminer leur fragilité.

Les tôles ainsi obtenues sont employées en remplacement des tôles de fer.

CHAPITRE XVI

MÉTHODES DE CONTRÔLE DANS LA FONDERIE. DÉFAUTS DE FONDERIE ET LEUR CORRECTION

§ 1. But et méthodes de contrôle

Le contrôle a pour tâche de prévenir la fabrication des pièces défectueuses et de réduire le rebut technologique.

Les procédés de contrôle sont les suivants : 1) révision extérieure des pièces coulées qui permet d'établir les refus, la fissuration, le gauchissement et autres défauts. Ce procédé est le plus utilisé dans la fabrication par pièces et en série ; 2) vérification des dimensions des pièces à l'aide d'instruments de mesure : calibres, calibres à mâchoires, gabarits, etc ; établissement de la correspondance des cotes aux dessins ; 3) essais de laboratoire pour établir la composition chimique des pièces, leurs propriétés mécaniques et autres.

§ 2. Défauts de fonderie et leur correction

Défauts de fonderie. Les défauts essentiels sont les suivants :

1) le gauchissement, lorsque la configuration de la pièce ne correspond pas à celle établie par le dessin, par suite d'une cambrure totale ou partielle de la pièce ;

2) la grippure, lorsqu'on obtient une pièce avec une surface rugueuse ne se prêtant pas au dessablage par les procédés ordinaires, et qui est formée par la vitrification du sable ou par l'interaction avec ce sable du métal ou de ses oxydes ;

3) la trempe qui est la formation de zones très dures dans une pièce de fonte, qui ne se prêtent pas à l'usinage et qui donnent une cassure claire ;

4) les criques, fissures rectilignes et sinueuses superficielles ou débouchantes formées pendant la solidification dans le moule ; d'habitude la surface de la crique est oxydée ;

5) les tapures, fissures rectilignes ou sinueuses et ruptures dues au refroidissement irrégulier et aux tensions internes qu'il engendre ; la surface des tapures n'est pas oxydée, mais elle a parfois la couleur des oxydes ;

6) les diverses cavités : soufflures, retassures, formées par du sable incrusté ;

7) la porosité et la spongiosité qui constituent une structure à gros grains bien exprimée peu compacte. Ce défaut peut être décelé par révision d'une surface usinée ou par essai hydraulique des pièces. Souvent la porosité est due à une accumulation des retassures infimes, parfois microscopiques ;

8) les défauts d'origine mécanique (enfoncements, bavures) portés à la pièce lors du décochage, du transport et de l'ébarbage ;

9) la non-conformité de la composition chimique du métal aux prescriptions techniques : une teneur en éléments chimiques supérieure ou inférieure par rapport aux normes établies.

Correction des défauts. Il existe de nombreux procédés permettant de corriger les défauts de fonderie. On emploie généralement les procédés suivants : 1) le rechargement par métal liquide ; 2) le soudage à froid ; 3) le soudage à chaud ; 4) la métallisation par pistolet ; 5) l'emploi des mastics et des imprégnations ; 6) la pose des bouchons et des bagues.

Le rechargement par métal liquide est employé pour combler les grandes cavités ou les criques se formant à la surface de la pièce. Avant l'opération, on nettoie l'endroit à traiter ; ensuite on moule au-dessus de cet endroit un bassin de coulée en argile, on réchauffe uniformément toute la pièce et on remplit le bassin de métal. Après le rechargement la pièce est refroidie lentement.

Le soudage à froid ne peut être employé que dans les cas des surfaces ne devant pas subir un usinage ultérieur. Le soudage peut être exécuté au gaz ou à l'arc. On emploie comme électrodes des tiges de fonte, d'acier ou de cuivre d'un diamètre de 5 à 6 mm.

Le soudage à chaud est employé pour combler les grosses criques. Les pièces de fonte grise sont chauffées à 500 — 600°, maintenues à cette température durant 45 à 60 minutes et soudées à la flamme oxyacétylénique en utilisant dans ce but des électrodes de la composition chimique suivante : 3,2 à 3,5% C ; 3,5 à 4,0% Si ; 0,5 à 0,6% Mn.

Comme fondant on emploie un mélange de borax (50%), de soude (47%) et de sable siliceux (3%). La pièce soudée est recuite à 500 — 600° et défournie à 50 — 60°.

Le soudage au gaz peut être remplacé par le soudage à l'arc électrique.

La métallisation au pistolet, c'est-à-dire le revêtement de la surface à corriger par une couche de métal pulvérisé, sert à combler les petites cavités et les porosités des surfaces non travaillantes des pièces qui ne subiront pas d'usinage ultérieur.

L'emploi des mastics et des imprégnations permet de boucher les fuites dans les pièces qui travaillent sous pression.

Après la correction des divers défauts, les pièces sont soumises obligatoirement au contrôle de l'aspect extérieur, de la résistance et de l'étanchéité.

CINQUIÈME PARTIE

TRAVAIL DES MÉTAUX PAR DÉFORMATION

CHAPITRE XVII

NOTIONS DE LA TRANSFORMATION DES MÉTAUX À FROID ET À CHAUD. CHAUFFE DU MÉTAL

§ 1. Nature physique de la déformation plastique du métal

Les métaux peuvent être travaillés par les procédés de laminage, de tréfilage, de compression, de forgeage et d'estampage. Dans tous ces procédés on emploie comme matériaux de départ les lingots et les ébauches de sections et de poids différents.

Action du travail mécanique par pression sur la structure et les propriétés des métaux. Le travail mécanique consiste à soumettre le métal froid ou réchauffé à la déformation plastique produite par l'action des outils spéciaux (cylindres, outils d'estampage, frappes des marteaux et étampes). Le travail mécanique modifie la forme et les cotes des ébauches sans changer le volume du métal.

Les forces extérieures appliquées à l'ébauche sont à l'origine des transformations importantes de la structure et des propriétés du métal, car leur action modifie les dimensions et la forme des grains. La déformation des grains est fonction de la marche de la déformation de l'ébauche et de certains autres facteurs. La diversité des dimensions des grains et de leur résistance mécanique, de la direction et de la grandeur des forces en action, des contraintes résiduelles, etc., tous ces éléments sont à l'origine d'une déformation plus poussée de certains grains

par rapport à d'autres ; une partie des grains est disloquée et forme des fragments plus petits, la structure à gros grains du lingot se transforme en une structure fine, certains grains n'ont à subir que des tensions élastiques qui surgissent dans leur réseau cristallin.

Une déformation à froid de ce genre provoque l'écrouissage. Ce phénomène élève la charge de rupture et la dureté du métal, mais réduit sensiblement sa plasticité (allongement, résilience, etc.). L'écrouissage fait allonger les grains dans le sens de la traction, ce qui aboutit à donner aux propriétés du métal un caractère anisotropique. Un écrouissage important peut rendre impossible la déformation à froid ultérieure du métal par suite de la perturbation de son intégrité (fissuration, ruptures et autres défauts).

Quand on travaille un métal porté à une certaine température, la déformation irrégulière des grains et les tensions engendrées sont moins dangereuses ; pratiquement ces phénomènes sont éliminés par la recristallisation qui se déroule parallèlement. Cette dernière conditionne la formation et le grossissement de nouveaux grains à partir des fragments des grains déformés. Le réseau cristallin perturbé par le travail est rétabli, et les déformations élastiques sont éliminées.

Influence de certains facteurs sur la plasticité des métaux. Divers métaux et alliages se distinguent par leur plasticité et se comportent donc différemment quand on les traite à froid et à chaud.

L'activité pratique a permis d'établir que la plasticité du métal est fonction de sa composition chimique, de sa structure (phase et grosseur du grain), de la température d'échauffement, de la vitesse et du niveau de déformation, de la direction et de la grandeur des forces extérieures en action (le schéma des contraintes résiduelles et le schéma des déformations).

Il a été établi également que les métaux purs sont plus plastiques que leurs alliages ; il se forme souvent au sein de ces derniers de nouveaux composants structuraux, y compris des combinaisons chimiques de composants, dont la présence peut modifier sensiblement la plasticité de la matrice ; par exemple, la plasticité de l'acier à faible carbone est plus élevée que celle de l'acier à teneur en carbone plus grande ; le cuivre pur est beaucoup plus plastique que son alliage avec l'étain (bronzes), etc.

La plasticité d'un métal coulé d'une structure dendritique à gros grains est inférieure à celle du même métal ayant subi une déformation et qui a par conséquent une structure plus fine. Si on déforme le métal recuit à structure d'équilibre, sa plasticité est plus élevée que celle du même métal trempé à structure déséquilibrée.

Généralement, si l'on augmente la température du métal, sa plasticité s'élève, alors que sa résistance à la déformation diminue.

La vitesse de déformation influe d'une façon différente sur la plasticité du métal. Si elle s'élève jusqu'à une certaine limite, la plasticité diminue. Au-delà de cette limite, elle s'élève aussi.

Le métal réchauffé et surtout le métal froid peut être déformé seulement jusqu'à un certain niveau ; en le dépassant on perturbe l'intégrité du métal (fissuration, ruptures et autres défauts).

Le schéma des contraintes résiduelles et celui des déformations influent également sur la plasticité du métal.

Les divers procédés de travail par déformation sont caractérisés par deux *schémas des contraintes* : 1) compression simultanée du métal suivant les trois axes orthogonaux ; schéma propre au forgeage, matriçage, laminage et compression ; 2) compression du métal suivant deux axes orthogonaux, et traction suivant le troisième ; ce schéma est observé lors du tréfilage.

Le métal travaillé suivant le premier schéma des contraintes est plus plastique.

Les *schémas de déformation* les plus répandus sont de trois types : 1) compression suivant un axe et traction suivant les deux autres ; 2) compression suivant un axe, traction suivant le deuxième, absence de déformation suivant le troisième ; 3) compression suivant deux axes, traction suivant le troisième. Plus la part de la traction dans les schémas est petite, plus la capacité du métal de subir la déformation plastique est grande. Le même métal peut avoir une bonne plasticité suivant le troisième schéma et une mauvaise, suivant le premier.

§ 2. Chauffe du métal

Intervalles thermiques du travail par déformation des métaux. Il existe pour chaque métal un certain intervalle de température au sein duquel il peut être traité de la meilleure façon, qui lui confère une bonne plasticité et une résistance minimum à la déformation.

Pour choisir judicieusement un régime thermique il faut consulter le diagramme d'équilibre des métaux et des alliages. Pour les aciers à carbone hypoeutectoïdes, la température minimum de chauffe doit être supérieure de 50 à 100° à celle de la ligne *GS*, alors que pour les aciers hypereutectoïdes, cette température sera choisie de 50 à 100° plus élevée que celle de la ligne *SK* (fig. 82) La température maximum de chauffe se situe de 150 à 200° au-dessous de la ligne du solidus. L'intervalle thermique du travail de l'acier à carbone est représenté par le domaine hachuré de la fig. 82.

Avant leur traitement à chaud les lingots ou les ébauches sont réchauffés uniformément sur toute la section de façon à prévenir une surchauffe ou une brûlure du métal éventuelles ; c'est une condition absolument indispensable pour le travail de l'acier.

Le métal surchauffé travaillé par déformation est sujet à la fissuration et aux ruptures.

La structure d'un métal surchauffé traité par forgeage ou laminage peut être parfois corrigée par un traitement thermique ; le

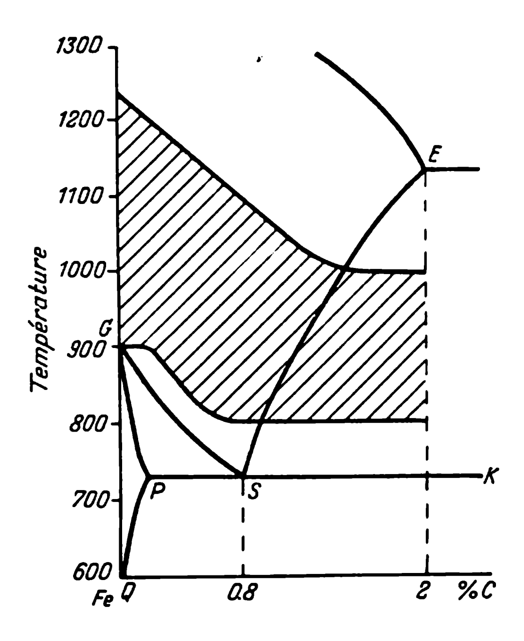


Fig. 82. Températures du traitement de l'acier à carbone par déformation

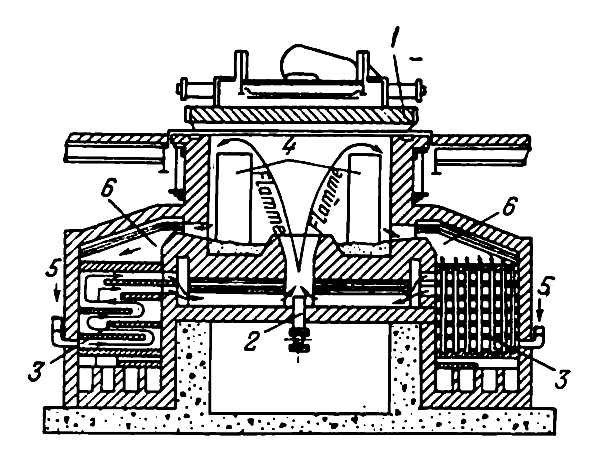


Fig. 83. Four pits à récupération

laminage ou le forgeage d'un métal brûlé donne toujours un rebut incorrigible.

Pour réchauffer les lingots d'acier avant le laminage, on emploie le plus souvent des fours pits ; pour les ébauches, on utilise dans ce but des fours à chambre et des fours continus.

Fours pits. Il en existe deux types, à régénération et à récupération.

Dans les fours *à régénération*, le gaz à brûler et l'air sont réchauffés préalablement dans des régénérateurs par les produits de combustion à évacuer.

La construction des régénérateurs ressemble beaucoup à celle des régénérateurs des fours Martin. Les produits incandescents de combustion passent d'abord par l'empilage réfractaire d'une paire de régénérateurs pour le porter à une température élevée ; après le renversement, le gaz et l'air froids sont refoulés séparément dans les chambres des régénérateurs, où ils se réchauffent au contact de l'empilage incandescent pour être dirigés vers le brûleur.

Le fonctionnement des régénérateurs se poursuit selon un rythme alternatif ; une paire d'appareils réchauffe le gaz et l'air froids, tandis que l'autre paire est réchauffée par les produits de combustion évacués.

Dans les fours *à récupération* l'air est réchauffé d'une façon continue par les produits de combustion évacués au contact des parois des récupérateurs se présentant sous l'aspect d'une série de tubes en fonte, en acier ou en céramique. A l'intérieur de ces tubes l'on fait passer les produits incandescents de combustion qui transmettent leur chaleur à l'air froid par l'intermédiaire des surfaces extérieures de ces tubes.

La fig. 83 montre la coupe d'une des cellules d'un four à récupération pour la chauffe des lingots. Ce four est réchauffé depuis la partie centrale de la sole. Les ateliers de laminage comportent généralement une batterie de fours pits. Chaque four est formé de deux cellules ou plus, dans lesquelles on peut charger de 12 à 22 lingots.

Pour charger les lingots, on soulève tout d'abord, à l'aide d'une grue, le couvercle *1*. Après le chargement, le couvercle est remis à sa place et on dirige un mélange de gaz de gueulard ou de coke et d'air préalablement chauffé dans les récupérateurs vers le brûleur central *2*. La flamme ainsi formée réchauffe les lingots *4*, alors que les produits de combustion sont dirigés par les canaux latéraux *6—6* dans les récupérateurs *3—3*. Les conduites *5—5* servent pour l'amenée de l'air froid dans les récupérateurs.

Le fonctionnement des fours pits modernes est complètement automatisé qu'il s'agisse de l'alimentation ou de l'arrêt de l'alimentation en gaz et en air, du réglage de pression des gaz à l'intérieur des cellules et du renversement.

Une fois portés à la température nécessaire, les lingots sont

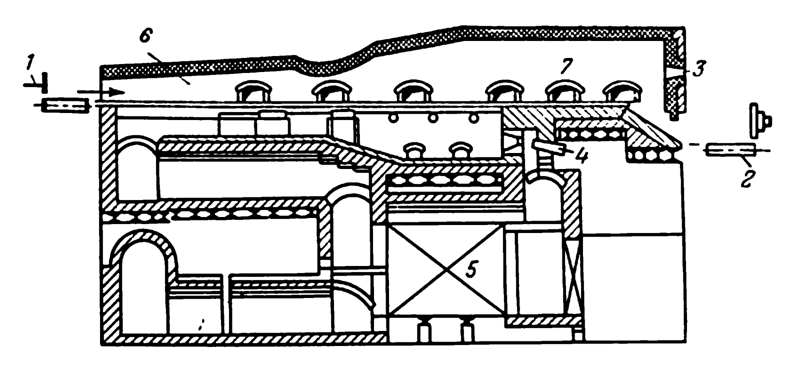


Fig. 84. Four continu à réchauffer

déchargés par des grues à pinces et transportés dans des wagonnets à lingots jusqu'à la table à rouleaux du laminoir.

Fours continus. La fig. 84 représente le schéma d'un four continu à réchauffer les ébauches de laminage ou de forgeage.

Dans ce type de fours le métal à réchauffer se déplace à l'encontre des produits de combustion incandescents. Les ébauches sont chargées par la porte de chargement du côté du poussoir *1* ; ce dernier assure leur déplacement dans le laboratoire, alors que les produits de combustion viennent à leur rencontre (de droite à gauche). Les ébauches froides sont placées d'abord à l'entrée du laboratoire *6* où la température atteint de 500 à 600° pour s'élever dans sa partie finale de 900 à 1000°. Ensuite, les ébauches sont déplacées dans la zone de soudage *7*, où la température monte à 1250 — 1300°. La température de la zone de soudage doit être de 50 à 100° supérieure à celle de la chauffe du métal nécessaire pour son laminage. Une fois réchauffées les pièces sont déchargées sur la table à rouleaux *2* et transportées jusqu'au laminoir, marteau ou presse.

Les produits de combustion incandescents sont refoulés depuis les brûleurs latéraux *3* et les brûleurs inférieurs *4* à l'encontre des ébauches à qui ils transmettent une partie de leur chaleur et s'échappent par les canaux verticaux des récupérateurs *5*, pour passer dans le carneau et la cheminée.

Dans certains fours continus, les pièces à réchauffer sont dirigées vers une zone d'égalisation, où elles sont maintenues pendant un certain temps pour assurer leur échauffement uniforme sur toute leur section.

Pour l'échauffement des ébauches destinées au laminage on utilise également des fours à sole mobile, des fours à carrousel à sole tournante, des fours continus à avancement mécanique, des fours continus à rouleaux commandés, des fours à réchauffer à cloches et des fours électriques.

CHAPITRE XVIII

PRINCIPES DU LAMINAGE. AGENCEMENT DES LAMINOIRS

§ 1. Principes du laminage

Le laminage du métal consiste à le faire passer entre deux cylindres tournant en sens inverses. La fig. 85 représente le schéma de la fabrication des plats. Le laminage produit la déformation plastique du métal, en réduisant l'épaisseur du plat et en augmentant sa longueur et sa largeur.

La différence entre l'épaisseur initiale et l'épaisseur terminale de la barre s'appelle réduction totale :

$$\Delta h = (h_0 - h_1) \text{ mm.} \tag{65}$$

La différence entre la longueur terminale et la longueur initiale de la barre porte le nom d'allongement total :

$$\Delta l = (l_1 - l_0) \text{ mm.} \tag{66}$$

La différence entre la largeur terminale et la largeur initiale de la barre porte le nom d'élargissement total:

$$\Delta b = (b_1 - b_0) \text{ mm.} \tag{67}$$

La déformation de la barre lors du laminage peut être caractérisée par :

1) la réduction relative, c'est-à-dire le rapport de la réduction totale à l'épaisseur initiale, exprimée en % :

$$\varepsilon = \frac{\Delta h}{h_0} \cdot 100 = \frac{h_0 - h_1}{h_0} \cdot 100; \tag{68}$$

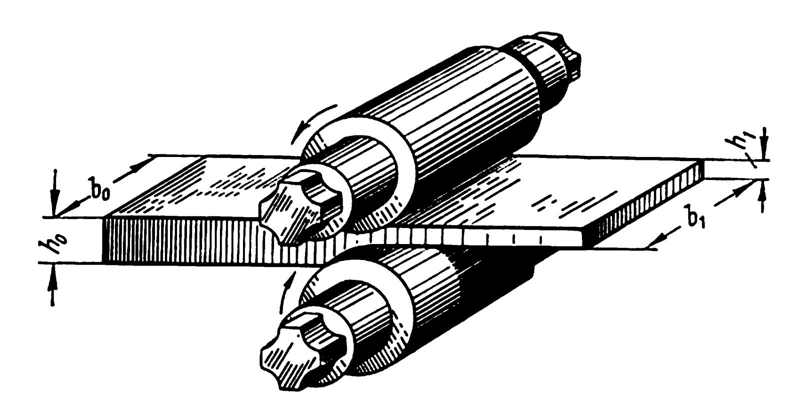


Fig. 85. Schéma du laminage des métaux entre cylindres

2) le coefficient d'allongement, c'est-à-dire le rapport de la longueur de la barre après le laminage à sa longueur initiale :

$$\mu=\frac{l_1}{l_0}. \tag{69}$$

Comme le volume du métal ne change pas, $h_0b_0l_0=h_1b_1l_1$. D'où

$$\mu=\frac{h_0b_0}{h_1b_1}=\frac{S_0}{S_1}. \tag{70}$$

Ainsi l'augmentation de la longueur de la barre est proportionnelle à la réduction de sa section transversale. Dans les conditions normales, le résultat principal de la réduction de l'épaisseur du métal est son allongement, car son élargissement est relativement faible.

Forces en action. Chaque cylindre entre en contact avec le métal suivant l'arc AB (fig. 86) qui s'appelle *arc d'entraînement* ; l'angle au centre α qui correspond à cet arc s'appelle *angle d'entraînement.*

Le volume du métal limité par les arcs AB, les bords latéraux de la barre et les plans d'entrée et de sortie du métal depuis les cylindres s'appelle *foyer* ou *zone de déformation du métal.*

Pour établir l'angle d'entraînement, on emploie la formule :

$$\cos\alpha=1-\frac{h_0-h_1}{2R}. \tag{71}$$

Cette formule exprime le rapport entre l'angle d'entraînement α, la réduction $\Delta h=h_0-h_1$ et le diamètre des cylindres $D=2R$.

Le phénomène du laminage se produit grâce au frottement engendré entre les surfaces de contact des cylindres et de la barre.

Au moment de l'entraînement chaque cylindre exerce sur le métal deux actions (fig. 87), celle de la force radiale N et celle de la force tangentielle T. On sait d'après la mécanique que quand deux corps se déplacent réciproquement la force de frottement qu'ils engendrent est égale au produit de la force radiale par le coefficient de frottement :

$$T=Nf, \tag{72}$$

et le rapport de la force de frottement à la force radiale est égal à la tangente de l'angle de frottement β, c'est-à-dire $\frac{T}{N}=\operatorname{tg}\beta=f$.

Pour que les cylindres puissent entraîner le métal, il faut que le coefficient de frottement soit plus grand que la tangente de l'angle de frottement, c'est-à-dire que $f>\operatorname{tg}\beta$, ou encore, que l'angle d'entraînement soit inférieur à l'angle de frottement $\alpha<\beta$.

L'angle d'entraînement maximum admissible pour le laminage est fonction du matériau des cylindres et de la barre à laminer, de l'état de leurs surfaces, de la température et de la vitesse de laminage. C'est ainsi, par exemple, que pour les blooms et les grandes ébauches l'angle d'entraînement maximal est égal à 24-30°, pour le laminage

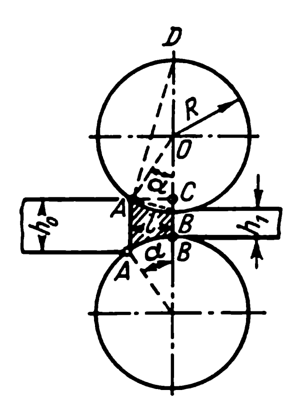


Fig. 86. Zone de déformation et angle d'entraînement lors du laminage

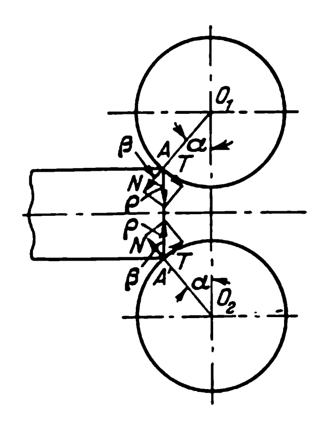


Fig. 87. Schéma des forces en action au moment de l'entraînement du métal par les cylindres

à chaud des tôles et des plats la grandeur de cet angle est de 15 à 20°, pour le laminage à froid des tôles et des bandes avec graissage, de 2 à 10°.

Il a été établi théoriquement et expérimentalement que lors du laminage la vitesse v_1 du métal à la sortie du champ d'action des cylindres est supérieure à la vitesse circonférencielle v de ces cylindres alors que la vitesse v_0 du métal à l'entrée lui est inférieure, c'est-à-dire que $v_1 > v > v_0$ (fig. 88).

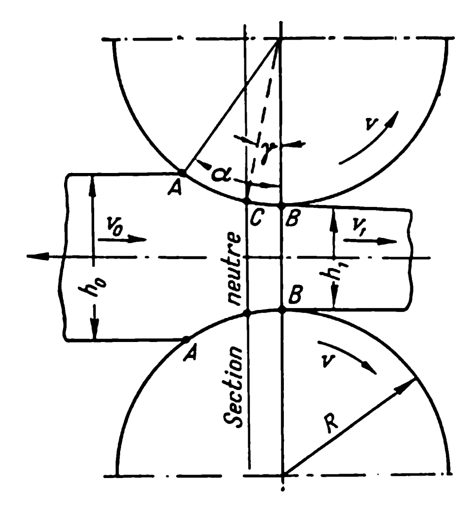


Fig. 88. Disposition de la section neutre au foyer de la déformation

Dans la zone de déformation il y a une section, dans laquelle la vitesse moyenne d'avancement v_m du métal est égale à la vitesse circonférencielle des cylindres v. La section, où la composante horizontale de la vitesse circonférencielle des cylindres est égale à la vitesse d'avancement du métal, est appelée section neutre (ou critique) ; le point C situé sur l'arc d'entraînement, où $v_m = v \cos \gamma$, porte le nom de point neutre, tandis que l'angle γ qui lui correspond porte le nom d'angle neutre (critique).

A gauche de la section neutre, le métal se déplace à une vitesse inférieure à la vitesse circonférencielle des cylindres ; cette partie de la zone de déformation porte le nom de *zone du retard*. A droite de la section neutre, la vitesse d'avancement du métal est plus grande que la vitesse circonférencielle des cylindres, c'est-à-dire qu'il devance les cylindres ; cette partie porte le nom de *zone d'avance*.

L'excédent de vitesse d'écoulement du métal depuis les cylindres sur leur vitesse circonférencielle porte le nom d'*avancement lors du laminage*. Il est calculé d'après le rapport de la différence de la vitesse d'avancement du métal et de la vitesse circonférencielle des cylindres à la vitesse circonférencielle des cylindres, exprimé en pour cent :

$$A = \frac{v_1 - v}{v} \cdot 100, \tag{73}$$

où v_1 est la vitesse d'écoulement du métal à partir des cylindres ;
v, la vitesse circonférencielle des cylindres.

Cet avancement est proportionnel au rayon des cylindres et inversement proportionnel à l'épaisseur de la barre ; il augmente avec l'élévation du coefficient de frottement et peut atteindre de 3 à 10%.

Lorsque le métal est engagé dans l'intervalle entre les cylindres, son allongement est accompagné d'un élargissement. Considérant que le volume du métal lors de son laminage reste constant, on peut affirmer que pour une réduction donnée l'élargissement et l'allongement de la barre sont des grandeurs inversement proportionnelles :

$$\frac{h_0}{h_1} = \frac{l_1}{l_0} \cdot \frac{b_1}{b_0}.$$

Pour la déformation d'une hauteur considérée, l'élargissement est d'autant plus grand que l'allongement est plus petit, et inversement. Le rapport entre l'allongement et l'élargissement dépend du rapport entre les contraintes correspondantes en action dans la zone de déformation.

Le schéma principal des contraintes résiduelles d'une barre laminée est celui de la compression du métal selon trois plans orthogonaux (fig. 89). Dans les conditions ordinaires, la contrainte principale R, qui agit dans le sens de la hauteur, est la plus grande,

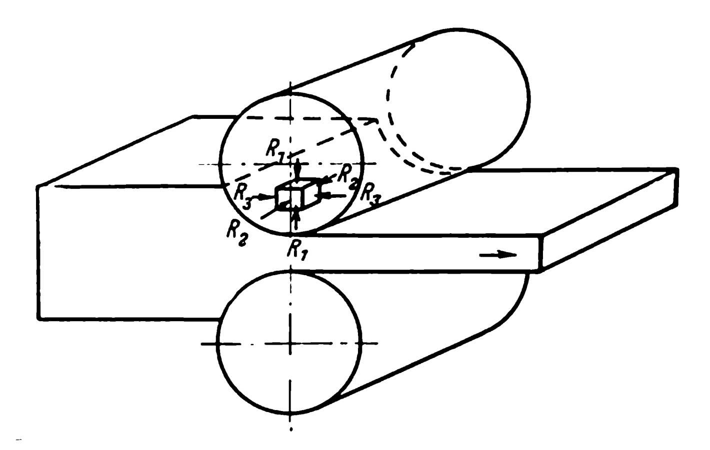


Fig. 89. Schéma des contraintes lors du laminage

la contrainte R_3, qui agit dans le sens de la longueur, est la plus petite, et la contrainte R_2, qui agit dans le sens transversal, est la moyenne. Il s'ensuit que la déformation longitudinale (allongement) est supérieure à la déformation transversale (élargissement).

L'élargissement augmente également avec l'accroissement du diamètre des cylindres et du coefficient de frottement, ainsi que lorsque la température du métal décroît au cours du laminage à chaud. L'élargissement est proportionnel à la réduction et dépend de l'épaisseur et de la largeur de la barre.

Pour le calcul de la rigidité des cylindres et d'autres éléments de la cage ainsi que pour la détermination de la puissance du moteur on doit connaître la pression totale exercée au cours du laminage par le métal sur les cylindres.

Pour définir la pression totale P du métal sur les cylindres on doit connaître la grandeur de la projection sur le plan horizontal de la surface de contact du métal avec le cylindre, c'est-à-dire la surface de contact F, ainsi que la pression spécifique moyenne P_m sur cette surface. Alors, la pression totale exercée par le métal sur les cylindres sera exprimée par la relation :

$$P = P_m F. \qquad (74)$$

Pour le laminage des profilés simples (tôles, bandes et ébauches de section rectangulaire ou carrée), la surface de contact est définie comme le produit de la largeur moyenne de la bande dans la zone de déformation par la longueur de cette zone de déformation. Pour le laminage des profilés de configuration compliquée (cornières, poutres en U et autres, rails, etc.), la surface de contact est déterminée graphiquement ou à l'aide de formules approximatives. La pression spécifique moyenne du métal sur les cylindres est déter-

minée théoriquement à l'aide de la formule de la plasticité, ou elle est choisie d'après les données de la pratique ou expérimentales.

Pour calculer la puissance du moteur, on détermine d'abord le moment de rotation nécessaire au laminage. Pour les laminoirs avec une vitesse constante de laminage lors du passage du métal entre les cylindres, le moment de rotation représente la somme du moment dû aux efforts dépensés pour la déformation du métal et du moment dû aux efforts de frottement. La première composante représente le moment indispensable pour réaliser la déformation du métal par les cylindres, alors que la deuxième représente le moment dû aux efforts de frottement, intervenant dans les paliers des cylindres et des pignons des mécanismes de transmission. Pour les laminoirs avec une vitesse réglable on doit tenir compte également du moment de rotation (moment dynamique), nécessaire pour accélérer le moteur lors de l'augmentation de la vitesse de laminage.

Irrégularité de la déformation. Souvent on observe au cours du laminage une déformation irrégulière du métal.

L'exemple le plus simple en est fourni par l'aplatissement d'une ébauche ronde entre des cylindres lisses. Dans ce cas, la grandeur de la réduction change selon la largeur de l'ébauche ; l'irrégularité de la déformation est conditionnée par la forme de la section transversale et l'échauffement inégal suivant cette section. L'irrégularité de la réduction peut être due aussi aux cannelures aménagées à la surface des cylindres pour modifier la forme et les cotes de la section transversale.

La réduction irrégulière du métal se manifeste le plus souvent lors du laminage des profilés compliqués comme les rails, les poutres, les poutrelles, les palplanches, etc.

La réduction irrégulière des divers secteurs de la section transversale est à l'origine de leur tendance à s'allonger différemment. Pourtant, sous l'action des extrémités rigides et de la cohésion entre les particules du métal réparties sur toute la section de la barre, il s'établit un allongement moyen de toute la pièce. L'égalisation forcée de l'allongement peut aboutir à une modification locale des cotes transversales de la barre en provoquant une striction ou un élargissement du métal, sa destruction ou l'accumulation dans le métal des contraintes résiduelles. Lors de la fabrication des profilés compliqués il faut tenir rigoureusement compte de tous ces phénomènes.

Calibrage des cylindres. Le laminage des tôles et des plats en acier est assuré par des cylindres ; leur table cylindrique lisse est légèrement concave ou convexe. Les profilés en aciers courants et spéciaux sont laminés dans des cylindres dont la table comporte des rainures spéciales obtenues par tournage et qui correspondent à la forme à donner au métal. Ces rainures circulaires s'appellent *cannelures*. Les cannelures des deux cylindres forment l'empreinte reproduisant le tracé du profilé à obtenir.

En engageant le métal par passes successives dans le champ d'action des cylindres cannelés on confère progressivement à l'ébauche de section carrée ou rectangulaire le profil désiré.

Les cannelures destinées à réduire la section de la barre portent le nom de cannelures de *dégrossissage* ou d'*étirage*. Parmi les premières il y a les cannelures quadrangulaires, en losange, carrées et ovales (fig. 90).

Les cannelures quadrangulaires sont employées dans des bloomings, des trains de dégrossissage et d'ébauchage continus. Ces cannelures sont communément utilisées pour la réduction jusqu'à une section de 100×100 mm ; le taux de réduction est de 10 à 30%; l'allongement est de 1,1 à 1,25.

Dans les systèmes de laminage constitués d'une série de losanges identiques, la barre est engagée dans une cannelure plus petite

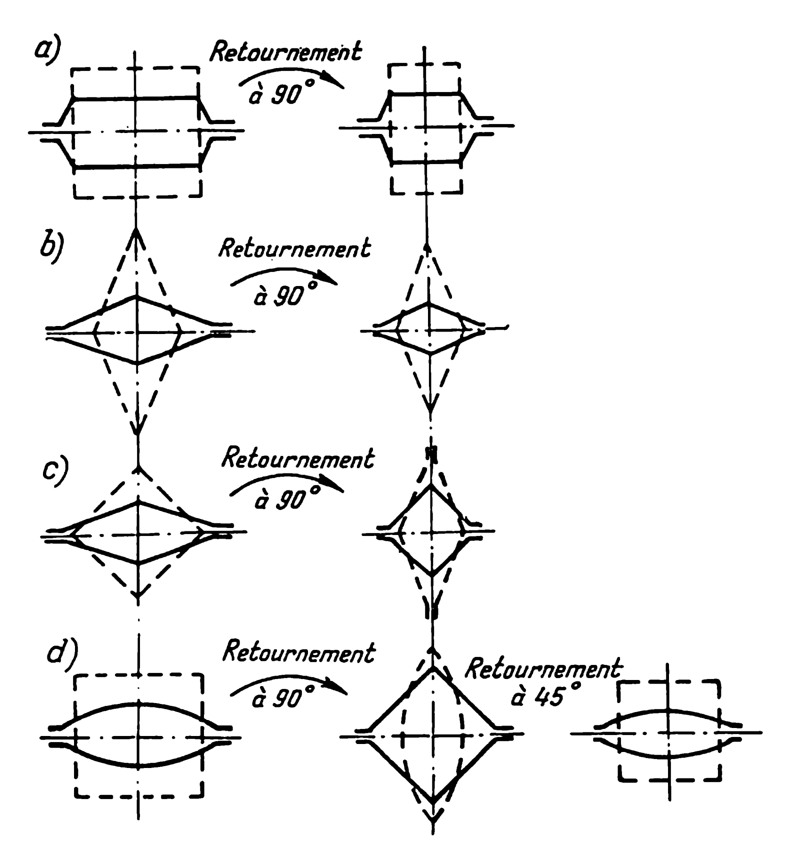


Fig. 90. Gamme des cannelures de dégrossissage et d'étirage

a — carrées ou quadrangulaires; b — en losange; c — losange-carré; d — ovale-carré

en la tournant d'un quart de tour sur elle-même (« faire quartier »). L'allongement du métal dépend de la forme du losange ; plus le rapport des diagonales est grand (ou plus l'angle obtus est grand), plus la réduction possible du métal sans surcharge des cannelures est élevée. Les losanges utilisés ont des angles de 93 à 100°. Les allongements varient de 1,2 à 1,4.

Le système des cannelures losange-carré est utilisé surtout pour la fabrication des carrés et des plats. Ce système est formé de losanges très étirés aux angles de 100 à 125°. Les allongements sont de 1,25 à 1,5.

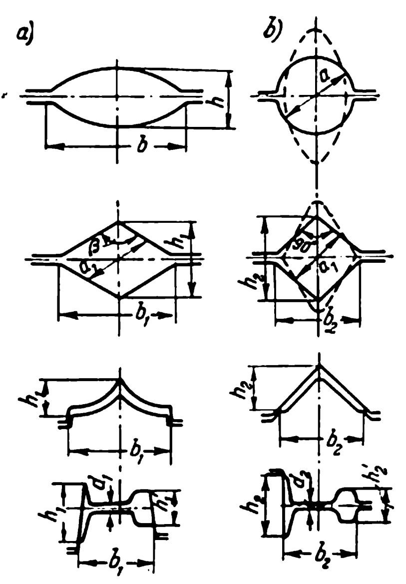


Fig. 91. Cannelures: a) de préparation et b) de finition

Le système le plus effectif et le plus répandu de cannelures d'étirage est le système ovale-carré. La réduction (étirage) réalisée à l'aide de ce système est conditionnée par la forme de l'ovale : plus il est étiré (plus grand est le rapport de ses axes), plus la réduction et l'étirage, pouvant être réalisés lors du laminage d'une brame carrée dans des cannelures ovales ou lors de l'introduction d'une barre ovale dans des cannelures carrées suivantes, sont élevés. Le rapport des axes des ovales d'étirage est égal à 2 et plus ; l'allongement peut être de 1,5 à 2,5 et plus. Les grands allongements permettent d'obtenir de très faibles sections, et c'est pourquoi le système ovale-carré constitue le procédé principal de calibrage pour le laminage des fils et d'autres petits profilés.

Pour obtenir progressivement la section requise d'un produit fini, on fait passer l'ébauche à travers une série de *cannelures de préparation* (fig. 91) ayant une forme différente. Par exemple, la cannelure ronde de finissage est précédée d'un ovale de semi-finition ; pour le laminage des carrés, la cannelure de finissage est précédée d'un losange de semi-finition, etc.

Le contour de la section des *cannelures finisseuses* reproduit exactement le profil du produit fini à la seule différence que leur cotation tient compte de la dilatation thermique du métal et des tolérances dimensionnelles du produit fini. D'autre part, il faut prévoir un certain jeu entre les cylindres pour pouvoir les serrer avant l'opération de façon à prévenir les déformations élastiques provoquant le cédage des cylindres (augmentation de l'écart qui les sépare).

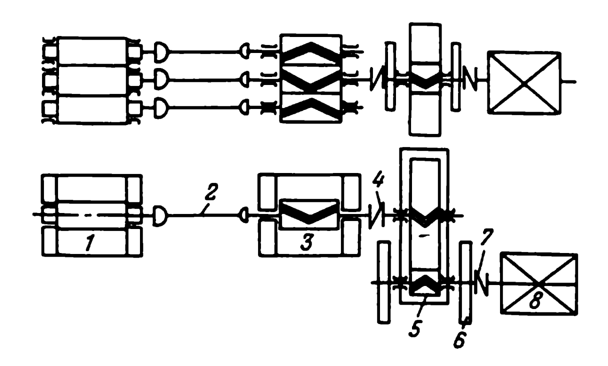


Fig. 92. Schéma d'un laminoir

1 — cage de travail; 2 — allonge; 3 — cage à pignon; 4 — manchon du laminoir; 5 — réducteur; 6 — volant; 7 — manchon du moteur; 8 — moteur

Lors de l'étude des cannelures on doit tenir compte également de l'élargissement du métal. Si on ne prévoit pas un espace spécial pour son développement, le métal passe dans l'écart entre les cylindres et forme des bavures qui sont à l'origine de divers défauts (repliures, fissuration, etc.).

Les flancs verticaux des cannelures sont exécutés avec une certaine dépouille par rapport à l'axe des cylindres. La dépouille permet d'éliminer le coincement et de rendre aux cannelures usées leur forme et leurs cotes initiales.

La tâche principale du calibreur est d'établir le régime de l'opération. Dans ce but, il faut prendre en considération la plasticité du métal et sa résistance à la déformation, l'angle d'entraînement tolérable, la résistance des cylindres et des pièces du laminoir, la puissance du moteur et la grandeur de l'élargissement. Lors de l'étude des cannelures pour les profilés compliqués (barres, poutrelles, rails), on doit tenir compte également des phénomènes conditionnés par l'irrégularité de la déformation (striction du métal et élargissement forcé).

§ 2. Organisation et classification des laminoirs

Les ensembles fondamentaux d'un laminoir sont : 1) une ou plusieurs cages de laminage ; 2) le moteur ; 3) le réducteur ; 4) la cage à pignon ; 5) le volant ; 6) les pièces d'accouplement reliant les ensembles (fig. 92). Toute l'installation est placée sur une fondation commune.

Cage de laminage. La cage est l'ensemble principal d'un laminoir (fig. 93). Elle comporte deux montants *1* avec des bossages *3* ; les entablements *2* sur lesquels reposent les montants ; les entretoises *4* qui rattachent les montants ; le chapeau *5* ; les cylindres

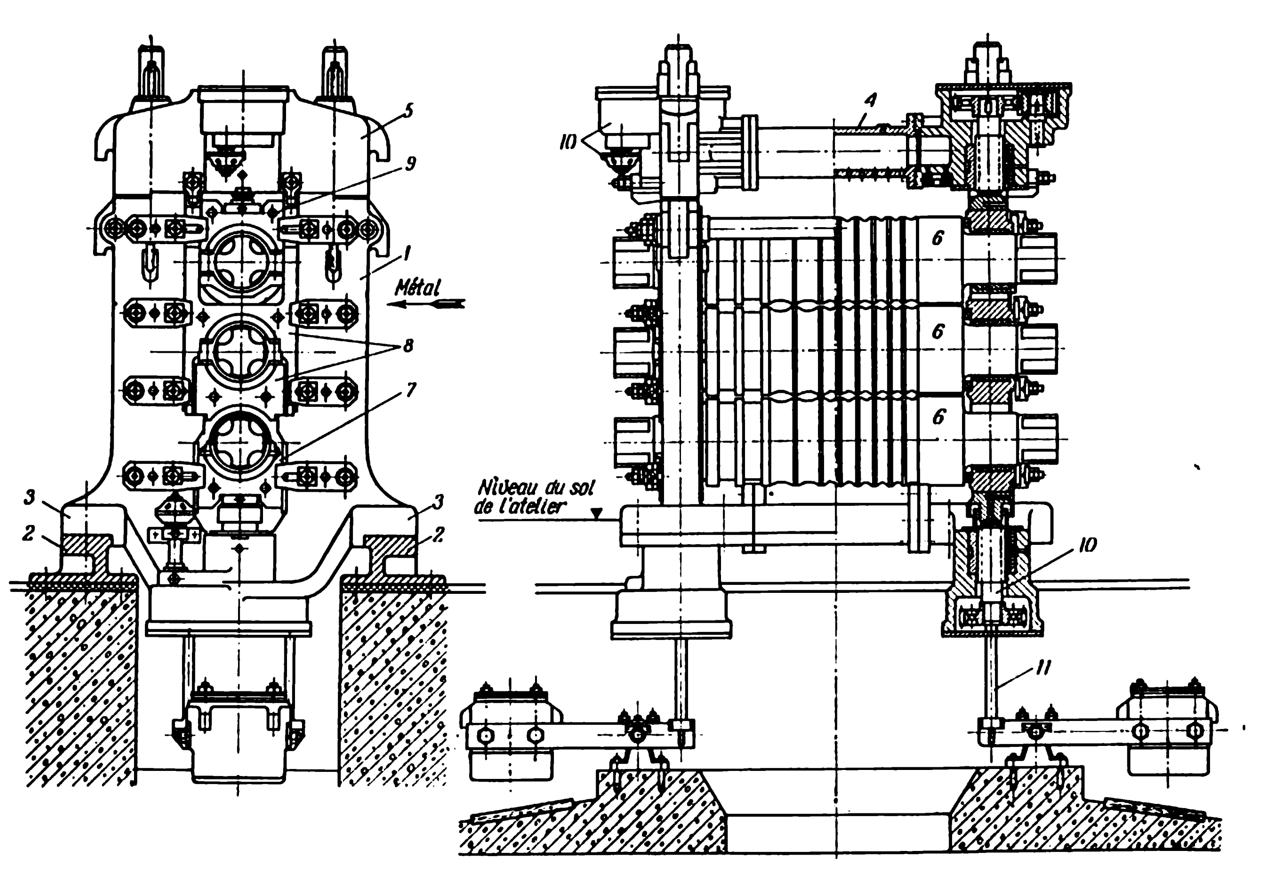


Fig. 93. Vue générale d'une cage trio d'un train à gros profilés 500 (modèle établi par le Bureau d'études central)

de travail *6* ; les empoises du cylindre inférieur *7*, du cylindre médian *8* et du cylindre supérieur *9* et de leurs coussinets ; le dispositif de serrage des cylindres *10* et l'installation pour l'équilibrage du cylindre supérieur *11*.

Les *montants* sont destinés à assurer le positionnement des cylindres et à supporter la force de séparation qui est transmise à la cage par les supports des tourillons. Les supports ou empoises portent les coussinets de glissement ou les roulements des tourillons des cylindres.

Les montants peuvent être de deux types, fermés ou ouverts. Les montants fermés assurent une meilleure précision des profilés mais rendent plus difficile le remplacement des cylindres. Ces montants sont prévus pour les gros trains dégrossisseurs et à tôles, qui doivent fournir un grand effort (jusqu'à 2 000 t) ; dans ce cas le remplacement des cylindres est effectué à travers l'ouverture dans le montant à l'aide d'un chariot. Les cages de finissage comportent aussi des montants fermés. Les montants ouverts sont employés dans des cages de dégrossissage, pour lesquelles la rigidité du bâti importe peu.

Les *cylindres de travail* assurent directement la réduction du métal et lui donnent la forme nécessaire. Au cours de la déformation du métal, les cylindres reçoivent la pression développée pendant l'opération et la transmettent aux coussinets.

Le cylindre (fig. 94) comporte les éléments suivants : la table *1* qui est en contact direct avec le métal ; les tourillons *2*, placés de deux côtés de la table, qui reposent sur les coussinets ; les trèfles *3* qui rattachent le cylindre à l'arbre.

Les cylindres sont exécutés en fonte ou en acier.

Les cylindres de fonte douce sont coulés dans des moules de sable et employés au dégrossissage à chaud de l'acier. Les cylindres de fonte dure, coulés dans des coquilles, sont largement employés dans des trains à tôles et dans les cages de finissage des trains à profilés et à fils.

Dans les bloomings, les slabings, les cages dégrossisseuses des trains à profilés et les cages de travail à froid on emploie des cylindres d'acier coulé ou forgé capables de résister à des flexions importantes. Les cylindres forgés sont un peu plus résistants que les cylindres coulés, mais on les utilise plus rarement parce qu'ils coûtent

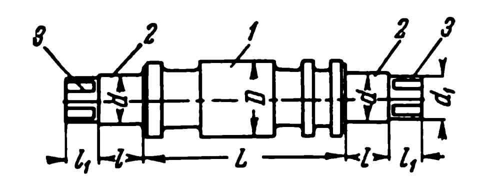


Fig. 94. Eléments d'un cylindre de travail

1,5 — 2 fois plus cher. Les laminoirs à tôles ont des cylindres en acier allié, surtout à chrome-nickel et à chrome-molybdène.

Les tourillons des cylindres tournent dans les *coussinets* des paliers de glissement ou dans les *roulements à rouleaux* placés dans les empoises des cages. Les coussinets sont fabriqués le plus souvent en textolite, en bois plastifié, etc. Les coussinets de textolite sont graissés par de l'eau.

Classification des laminoirs d'après la construction des cages de travail. Les cages peuvent être réparties en cinq groupes suivant le nombre et la disposition des cylindres : 1) duos ; 2) trios ; 3) quartos ; 4) à cylindres multiples ; 5) universelles.

Fig. 95. Types de cages d'après le nombre et la répartition des cylindres

1 — cylindres horizontaux; 2 — cylindres verticaux

Les *cages duos* comptent deux cylindres à sens de rotation constant, dont les axes sont placés horizontalement (fig. 95,*a*). On les utilise largement quand le produit ne subit qu'une passe de laminage (trains finisseurs de cages côte à côte, cages en ligne, etc.) et dans les laminoirs à tôles minces de cages côte à côte.

Le sens de rotation des *duos réversibles* est alterné, c'est-à-dire que le sens de rotation change à chaque passe. Les cages de ce type sont montées dans les bloomings, les slabings et sont utilisées également comme cages de dégrossissage dans les laminoirs à tôles fortes, universels, à rails, etc.

Dans les *cages trios* (trois cylindres) chaque cylindre tourne toujours dans le même sens ; les cylindres sont disposés dans le plan vertical (fig. 95,*b*). Pour relever la barre et la placer entre les cylindres supérieur et médian on a prévu des tabliers releveurs et culbuteurs disposés sur l'un des côtés, ou même des deux côtés de la cage. Les cages de ce type sont largement employées dans les laminoirs à profilés de cages côte à côte.

Les *cages quartos* (fig. 95,*c*) comportent quatre cylindres placés l'un au-dessus de l'autre dans le plan vertical. Les deux petits cylindres sont les cylindres de travail, alors que les deux autres, plus grands, forment l'appui ; ils reçoivent la pression développée pendant l'opération et réduisent la flexion des cylindres de travail.

Les cages quartos sont employées dans les laminoirs réversibles destinés au travail à chaud des plaques de blindage et des tôles

fortes, ainsi que pour le travail à froid des tôles à l'aide des laminoirs continus pour le laminage à chaud et à froid des tôles et des plats d'acier.

Les *cages à cylindres multiples* (6, 12 et 20) se sont largement répandues ces dernières années (fig. 95,*d*). Le diamètre très faible des cylindres (10 — 30 mm) et la rigidité de la cage permettent d'exécuter le laminage à froid d'un ruban très mince. Les cylindres de travail de ces cages ne comportent pas de commande (cette commande est impossible vu le petit diamètre des cylindres) ; ils reposent sur plusieurs cylindres de commande qui, à leur tour, s'appuient sur plusieurs cylindres de support. Ce schéma assure une rigidité très élevée de tout l'ensemble et une absence totale de flexion des cylindres.

Les *cages universelles* (fig. 95,*e*) sont employées pour le laminage des larges plats, des tôles et des brames. Dans ces cages, le métal est réduit par les cylindres horizontaux et verticaux. Ces derniers agissent en assurant la formation des rives égales et lisses. Les cylindres verticaux sont placés devant ou derrière, et parfois devant et derrière les cylindres horizontaux. Les cylindres horizontaux peuvent former un duo, un trio ou un quarto.

Les cages universelles sont employées également pour le laminage des poutrelles à larges ailes, dont la hauteur peut atteindre jusqu'à 1000 mm. On utilise dans ce but les laminoirs universels (fig. 95,*f*). Les cylindres verticaux de ces laminoirs tournent fou sur leurs axes (sans commande) ; ils sont placés entre les empoises des cylindres horizontaux et dans le même plan que ces derniers.

Moteurs et organes de commande des laminoirs. Pour la commande des laminoirs on emploie actuellement les moteurs électriques à courant continu ou alternatif (asynchrones ou synchrones). Pour réduire la puissance du moteur et amortir les coups au cours du laminage, l'arbre du moteur porte un volant massif (voir fig. 92, pos. 6).

En règle générale, la vitesse de rotation des moteurs électriques rapides ne correspond pas à celle des cylindres. C'est la raison pour laquelle l'arbre du moteur est accouplé aux cages par l'intermédiaire d'un réducteur.

Dans les laminoirs, le moment de rotation du moteur doit être transmis simultanément à plusieurs cylindres de la même cage. Cette tâche est assumée par la cage à pignon.

Pour transmettre et recevoir le moment de rotation du moteur, les arbres du moteur, du réducteur et des pignons principaux sont accouplés aux cylindres par des broches et des manchons.

Tous les groupes auxiliaires des laminoirs ainsi que les moyens de transport sont desservis également par des moteurs électriques.

Classification des laminoirs suivant leur destination. Suivant leur destination l'on distingue les bloomings, les slabings, les laminoirs à demi-produits, à rails, à profilés, à plats, les laminoirs

Mannesmann pour le perçage des tubes d'acier, les laminoirs à fil machine, à tôles, universels, pèlerins à tubes, et à bandages et à roues.

Les *bloomings et les slabings* sont de grandes installations de dégrossissage, munies de cylindres de 800 à 1 400 mm de diamètre et destinées à la transformation des lingots d'un poids de 2 à 25 t et plus en de grosses ébauches (blooms et brames) de sections différentes. Ces ébauches servent de matériau de départ aux laminoirs à gros profilés, à tôles et à demi-produits.

Les *laminoirs à demi-produits* comportent des cylindres d'un diamètre de 450 à 850 mm. Ils assurent le travail ultérieur des blooms pour former des ébauches plus petites, de 50×50 à de 150×150 mm de section, destinées à la production des profilés et du fil. Les plus perfectionnés sont les laminoirs continus, placés derrière les bloomings et faisant partie de l'aire de préparation de l'usine de laminage.

Les *laminoirs à rails* ont des cylindres de 750 à 800 mm de diamètre ; ils servent surtout à la fabrication des rails pour voies ferrées, des poutrelles et d'autres gros profilés.

Les *laminoirs à profilés* sont classés selon les cotes des produits fournis. C'est ainsi que les laminoirs à gros profilés courants et spéciaux ont des cylindres de 500 à 750 mm de diamètre, les laminoirs à profilés moyens courants et spéciaux sont munis de cylindres de 350 à 500 mm de diamètre, les laminoirs à petits fers ont des cylindres de 250 à 350 mm de diamètre et sont destinés au laminage des produits de petites dimensions.

Le train des profilés aux cages côte à côte, c'est-à-dire disposées en une ligne, est le plus simple et le moins onéreux.

Toutefois, il présente un grand inconvénient qui réside dans le fait que les cylindres de toutes les cages ont la même vitesse de rotation ; ils ne permettent donc pas d'augmenter la vitesse du laminage à mesure de l'allongement du plat.

Pour augmenter le rendement et différencier les opérations du laminage actuellement on utilise de plus en plus des installations de laminage où les cages sont réparties en plusieurs lignes.

Les *laminoirs continus* à profilés sont des installations très perfectionnées. Leurs cages de travail sont disposées en ligne les unes derrière les autres. La distance entre les cages est inférieure à la longueur de la barre laminée de façon que la barre peut être travaillée dans plusieurs ou dans toutes les cages simultanément. A mesure que la section de la barre diminue, la vitesse du laminage augmente.

Les laminoirs continus permettent d'atteindre un rendement élevé et d'automatiser complètement le travail. L'automatisation de toutes les opérations permet d'assurer des vitesses de laminage beaucoup plus élevées (30—40 m/s et plus) que celles des cages côte à côte desservies manuellement.

Pour le laminage des profilés moyens et gros on peut utiliser également des trains de laminage avec des cages disposées en zigzag. Chaque cage de ce train assure une seule passe, mais la barre n'est pas attaquée simultanément par plusieurs cages ; elle se déplace sur un tablier à rouleaux établi entre deux cages en tandem. Pour que l'édifice de l'atelier ne soit pas trop long, les cages sont placées dans le sens du laminage en trois rangées parallèles ; pour faire passer la barre laminée d'une rangée à l'autre on utilise un tablier à rouleaux placés de biais ou des shleppers.

Les laminoirs, dont les cages de finissage sont réparties en quinconce, sont une variété de ce type.

Pour le laminage des profilés fins on utilise également des trains semi-continus dont le groupe de dégrossissage est continu, alors que celui de finissage est constitué par plusieurs cages placées côte à côte.

Dans les trains continus modernes, chaque cage possède une commande individuelle (moteurs électriques à vitesses variables), ce qui permet d'établir avec précision la vitesse de laminage pour chaque cage en particulier. Ces laminoirs comportent aussi des cages à cylindres verticaux, ce qui exclut le retournement de la barre et les gardes si peu sûres dans le travail.

Les *laminoirs à fil*, dont les cylindres ont des diamètres d'environ 250 mm, sont utilisés pour le laminage du fil machine de 6 à 10 mm d'épaisseur.

Les laminoirs à fil modernes peuvent être continus et semi-continus.

Les *laminoirs à tôles pour le travail à chaud* permettent d'obtenir des tôles de 1,25 à 60 mm et plus d'épaisseur ; leurs cylindres ont des tables de 800 à 5 000 mm de long.

Les tôles fortes de 1 500 à 2 500 mm de largeur sont laminées dans des duos côte à côte ; une de leurs cages assure le dégrossissage et l'autre, la finition.

Ces derniers temps on emploie de plus en plus les laminoirs continus et semi-continus pour le laminage des aciers en tôles fortes et fines.

Les *trains à froid pour la fabrication des tôles d'acier* de 0,05 à 4 mm d'épaisseur ont des cylindres aux tables de 300 à 2 800 mm de long.

Dans le laminage à froid des plats d'acier de diverses nuances et des métaux non ferreux on emploie largement les cages à 4, 12 et 20 cylindres.

Les *trains universels* sont employés pour le laminage des larges plats d'acier d'une largeur de 200 à 1 500 mm.

Les *laminoirs à tubes* sont employés pour la fabrication des tubes d'acier sans soudure. Le procédé comporte deux opérations : 1) transformation d'un bloom ou d'une billette en un tuyau à parois épaisses ; 2) laminage ultérieur de ce tuyau pour obtenir le tube de la section requise.

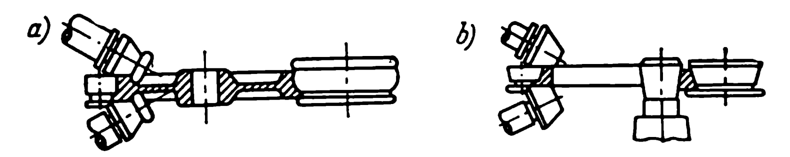


Fig. 96. Schémas des laminoirs
a — à roues; *b* — à bandages

Dans la fabrication des tubes soudés (la soudure est exécutée sur toute la longueur du tube) on utilise le plus souvent les trains continus où le soudage des tubes est électrique.

Les *laminoirs à roues et à bandages* assurent la fabrication des bandages et des roues des wagons de chemin de fer. La fig. 96,*a* représente le schéma du laminage d'une roue, la fig. 96,*b* celui de l'exécution d'un bandage. Ces deux procédés prévoient un traitement par déformation combiné au cours duquel la pièce est soumise au forgeage et au laminage. Au cours du forgeage des bandages on prépare d'abord l'ébauche, qui est ensuite transformée en bandage par laminage. Pour élaborer une roue, on assure d'abord l'estampage d'une ébauche qui est laminée en une roue finie.

Equipement auxiliaire et transport dans les ateliers de laminage. Les laminés subissent des opérations de finition comme le rognage des bouts et mise à longueur, le planage, l'enroulage des glènes de fil machine, l'enroulage des feuillards, etc.

Toutes ces opérations sont exécutées par des dispositifs et des mécanismes auxiliaires actionnés par des moteurs électriques.

L'équipement auxiliaire d'un atelier de laminage est très varié : cisailles fixes et volantes, scies à disques, presses de planage, enrouleuses des tôles et des fils, refroidisseurs, etc.

Au cours du laminage, le métal doit être transporté d'un bout à l'autre de l'atelier, d'une machine à une autre. Auprès des machines mêmes, il faut également lever ou abaisser la pièce ou l'ébauche. Toutes ces manipulations sont effectuées assez vite par des dispositifs de transport à grand rendement. Il arrive que pendant le transport on effectue le traitement du métal. Les dispositifs de transport les plus utilisés dans ces buts sont les transporteurs à écailles, à rouleaux, à raclettes, les tabliers à rouleaux, les manipulateurs, les poussoirs, les défourneuses et les repousseuses.

CHAPITRE XIX

FABRICATION DES LAMINÉS

§ 1. Gamme d'opérations du laminage

Assortiment des laminés. Les laminés peuvent être classés en quatre groupes principaux : 1) profilés en acier ; 2) tôles d'acier ; 3) laminés spéciaux ; 4) tubes.

Les *profilés en acier* sont employés dans les divers domaines de l'économie nationale ; ils peuvent être classés à leur tour en profilés marchands et profilés spéciaux. Le premier groupe comprend les ronds, les carrés, les plats, les cornières, les rubans, les fils, les poutres en U, en H (y compris allégées et à larges ailes), etc. (fig. 97) ; le deuxième groupe compte les rails, les profilés spéciaux employés dans le bâtiment, la construction mécanique et autres domaines de l'économie nationale.

Les *tôles* sont employées dans les buts les plus divers ; d'après leur épaisseur on distingue deux groupes principaux : 1) les tôles fortes avec plus de 4 mm d'épaisseur ; 2) les tôles minces, d'une épaisseur inférieure à 4 mm.

Parmi les *laminés spéciaux* il y a les bandages, les roues et les profilés à bulbes ; la section de ces derniers varie avec la longueur. Les profilés à bulbes (par exemple, l'acier à béton) sont employés dans le bâtiment pour la fabrication du béton armé.

Les profilés en tôle pliée permettent de simplifier la gamme d'opérations dans la fabrication de nombreuses pièces destinées à de nombreux utilisateurs ; ils constituent une variété des laminés spéciaux. Les profilés en tôle pliée des formes les plus diverses sont fabriqués à partir des bandes ou des tôles d'une épaisseur de 0,2 à 20 mm ; ils sont employés essentiellement dans le bâtiment (dans les éléments de construction, les châssis des fenêtres, etc.).

Les *tubes d'acier* peuvent être de trois types : 1) sans soudure ; 2) soudés au four ; 3) soudés électriquement.

La fabrication des tubes soudés et laminés à froid s'est développée largement ces derniers temps.

Opérations du laminage. Les opérations principales sont la préparation des matériaux de départ, leur échauffement, le laminage et la finition.

La *préparation des matériaux de départ* consiste à corriger les divers défauts superficiels. Cette opération a pour but de créer les conditions nécessaires permettant d'obtenir un pourcentage élevé de laminés finis ; cette opération est indispensable lors du traîtement des aciers de qualité au carbone ou alliés.

Le régime de l'*échauffement du métal* avant son laminage (qui est établi et vérifié par la pratique), les régimes spéciaux pour le traitement de chaque nuance ou chaque groupe de nuances, le choix udicieux de la température du début et de la fin de l'opération

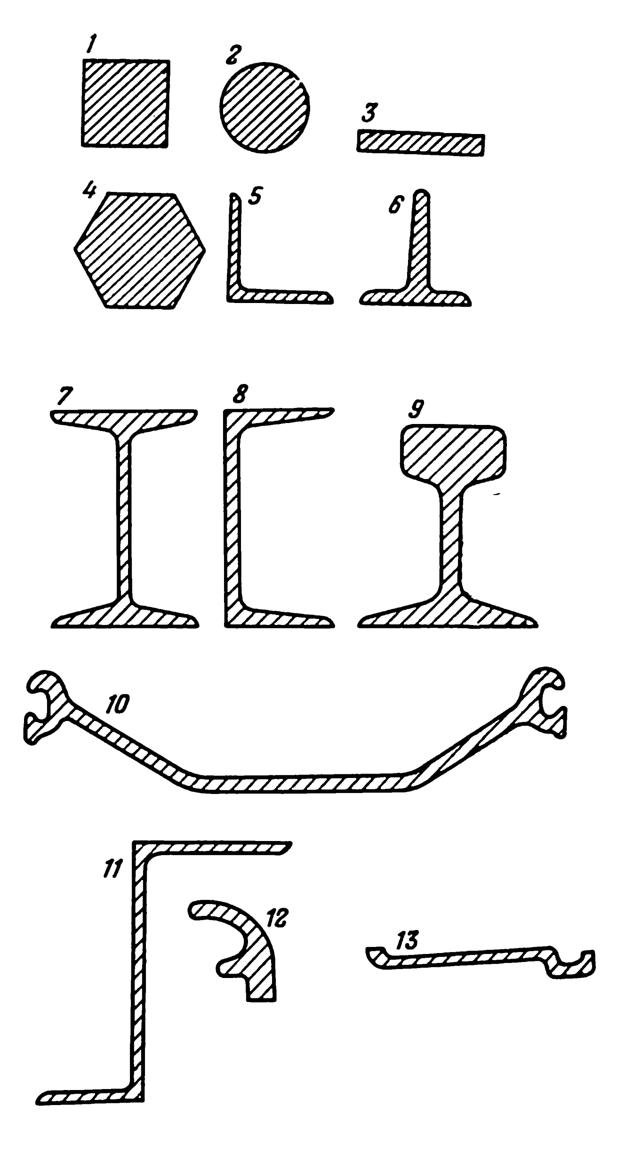


Fig. 97. Profilés d'acier

1 — carré; *2* — rondin; *3* — plat; *4* — hexagone; *5* — cornière; *6* — en T; *7* — poutrelle; *8* — en U; *9* — rail; *10* — palplanche; *11* — en Z; *12* — bandage de roues; *13* — centres de roues

ainsi que le régime de réduction sont les facteurs importants conditionnant la qualité des produits finis et le rendement. Tout écart du régime établi de chauffe du métal peut altérer les propriétés mécaniques des laminés finis.

Au cours du *laminage*, un strict contrôle de la température du début et de la fin de l'opération et du régime de réduction indiqué s'impose. En outre, on vérifie la disposition relative (serrage) des cylindres en observant les cotes et la forme du profil des laminés ainsi que l'état des cannelures, le positionnement et l'état des cylindres. Ces derniers temps, on porte une grande attention à l'observation des efforts produisant la déformation du métal lors du laminage, ce qui permet de mieux utiliser la puissance des laminoirs.

Pour surveiller l'état des surfaces des laminés, on soumet régulièrement des échantillons à des essais dans les laboratoires afin d'établir leurs défauts superficiels. Ces échantillons sont soumis périodiquement à l'attaque, et révisés après. Avant de procéder au nettoyage des laminés on effectue le contrôle rigoureux de leurs surfaces.

Après le laminage, on procède aux *opérations de parachèvement* au cours desquelles on effectue la mise à longueur ou le cisaillage, le planage, la correction des défauts superficiels, etc.

Le contrôle de la marche du laminage est assuré à toutes les étapes.

Les laminés finis sont soumis à un contrôle définitif. Le but de cette opération est d'établir si la qualité de la production correspond aux prescriptions techniques ou aux exigences. Le contrôle définitif est réalisé sur des pièces choisies arbitrairement ; si les résultats sont peu satisfaisants, on peut soumettre aux essais le double des échantillons.

§ 2. Fabrication des ébauches et des profilés spéciaux

Fabrication des blooms et des brames. De nos jours, l'industrie métallurgique est caractérisée par l'incorporation des bloomings et des slabings en tant que groupes intermédiaires entre les services d'aciérie et les laminoirs.

Les bloomings et les slabings sont employés pour la fabrication de grosses ébauches, les *blooms* et les *brames*, qui sont préparés à partir de lingots carrés ou rectangulaires.

Le poids et la forme du lingot dépendent du diamètre des cylindres et de la puissance du moteur, de la nuance de l'acier travaillé et du genre de l'ébauche à obtenir.

Le poids du lingot doit être choisi de façon à assurer un rendement maximal, une bonne qualité et un minimum de rebut. Par exemple, le poids des lingots pour la fabrication des brames est plus élevé que celui des lingots pour les blooms.

Pour que le rendement de l'atelier soit élevé, les bloomings doivent produire de grosses pièces de 200×200 à 350×350 mm de section.

La fig. 98 donne le schéma du traitement des blooms depuis le lingot jusqu'au produit fini.

Les lingots employés pour la production des blooms et des brames sont réchauffés dans des fours pits. Environ 90% de lingots sont livrés aux fours pits des bloomings et des slabings directement depuis l'aciérie, c'est-à-dire dès leur extraction des lingotières ; leur température moyenne est alors de 800 à 850°.

Généralement, les fours sont installés dans un bâtiment situé à proximité du blooming ou du slabing.

La fig. 99 représente le plan d'implantation d'un blooming-duo réversible à une cage aux cylindres de 1 150 mm de diamètre. Le bâtiment où sont disposés les fours constitue le prolongement du bâtiment où se trouve le blooming ; il est formé de deux travées, dont l'une pour les fours, et l'autre, pour les installations d'alimentation en gaz, en air et les commandes des fours.

Ces dernières années, la productivité des bloomings s'est considérablement accrue. Actuellement elle atteint 2,5 à 3 millions de tonnes par an et même plus. Pour assurer un rendement aussi élevé, le laminage d'une pièce dure de 50 à 60 s.

Ordinairement les bloomings sont actionnés par un moteur électrique à courant continu d'une puissance de 7000 ch à vitesse réglable (0—50—120 tr/mn).

Dans les usines sidérurgiques soviétiques le système de calibrage des cylindres d'un blooming représenté sur la fig. 100 est très répandu.

D'après l'expérience des meilleures usines de l'U.R.S.S., la réduction moyenne, en une passe, d'un lingot d'acier au carbone ou faiblement allié destiné à la fabrication d'un bloom est d'environ 65 à 75 mm. La réduction maximum tolérée est de 80 — 120 mm. Ce niveau de transformation exige 15 passes pour faire à partir d'un lingot d'acier de 7 t un bloom d'une section de 250×250 mm, et 13 passes pour faire d'un lingot d'acier allié de 6,3 t un bloom d'une section de 250×250 mm.

La sortie des blooms d'acier effervescent est de 91 — 92,5%, celle des rails, de 80 — 82%.

Par la suite, les blooms sont travaillés soit sur des laminoirs à rails (profilés spéciaux à grosse section), soit sur des laminoirs dégrossisseurs (ébauchage pour la fabrication des profilés, des fils et de certains profilés spéciaux moyens ou fins).

En général, les trains dégrossisseurs sont disposés à proximité des bloomings et sont incorporés dans l'atelier de préparation des services des laminoirs. Cette disposition permet de réaliser le laminage des produits fins depuis les gros lingots en chauffant le métal une seule fois, ce qui est économiquement très avantageux.

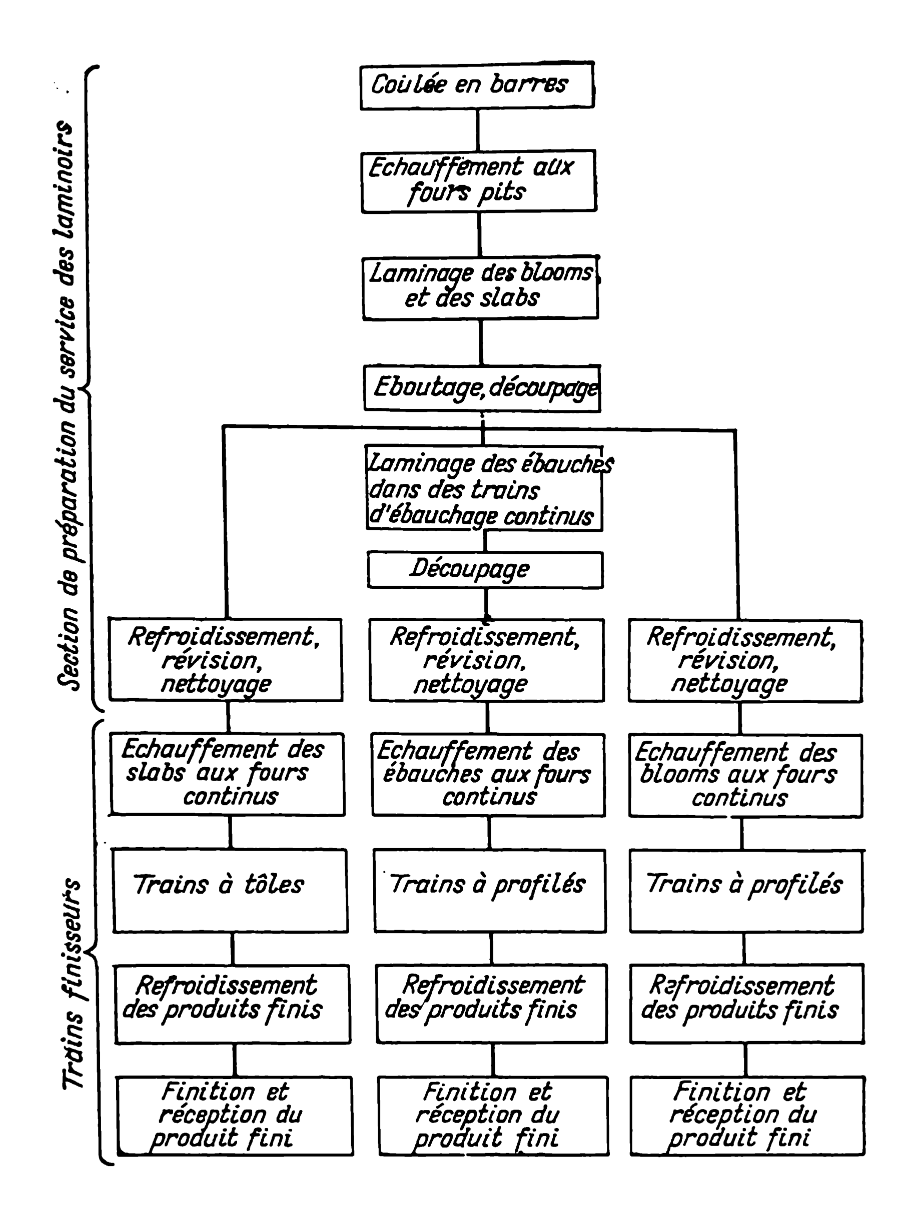


Fig. 98. Schéma de la gamme d'opérations dans un service des laminoirs modernes depuis un lingot jusqu'au produit fini

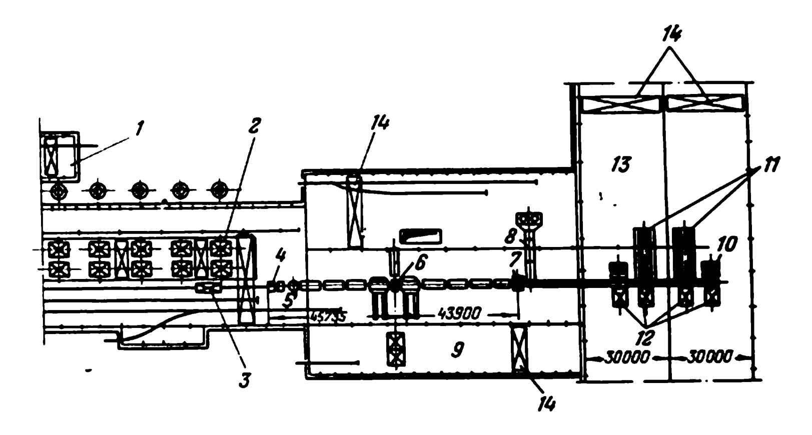


Fig. 99. Plan d'un blooming de 1150 mm à une cage

1 — hall pour alimentation en coke grésillon et élimination des scories; *2* — fours pits; *3* — transporteur de lingot; *4* — table à rouleaux à quartile fixe; *5* — table de pivotement; *6* — cage de travail; *7* — cisailles; *8* — chaînes des chutes; *9* — salle des machines; *10* — tables d'empilages; *11* — refroidisseurs; *12* — pousseurs; *13* — magasin des blooms et des slabs; *14* — ponts roulants

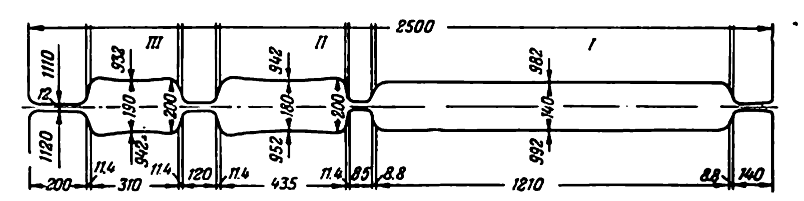


Fig. 100. Calibrage des cylindres du blooming 1150 mm

I, *II*, *III* — cannelures passées successivement

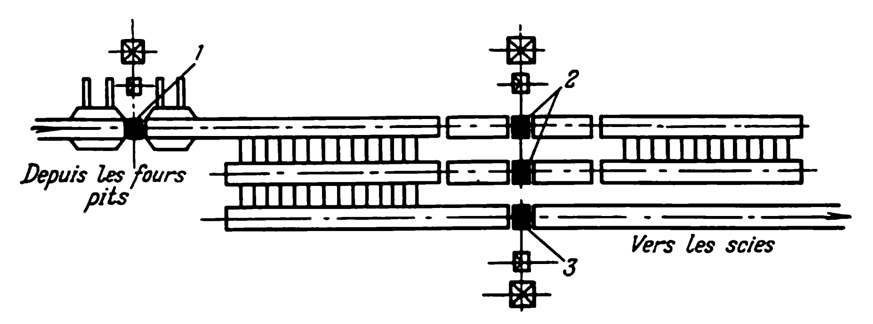


Fig. 101. Laminoir à rails à trains côte à côte

Fabrication des profilés pour charpentes sur des trains à rails. Les laminoirs à rails sont destinés à la fabrication des rails pour voies ferrées et pour tramways, des poutres, des poutres en U, des palplanches, des cornières, des rondins, des carrés de grandes sections.

Les trains à rails fournissent de 10 à 12% du volume global des laminés sous forme de rails normaux et lourds, de poutres en H pour le bâtiment, de palplanches et d'autres profilés lourds.

Les poutres normalisées, laminées sur des trains à rails, ont une hauteur de 180 à 600 mm. Ces derniers temps, on a mis au point la fabrication des poutres d'une hauteur de 650 à 750 mm, des poutres-voiles mi-lourdes d'une hauteur jusqu'à 300 mm dont les ailes ont un angle de pente inférieur à celui des poutres normalisées, ainsi que des poutres en H à larges ailes d'une hauteur jusqu'à 300 mm et plus, qui sont utilisées dans le bâtiment (en forme de colonnes ou autres éléments).

Selon leur destination dans la construction des installations hydrauliques les palplanches peuvent être plates, en caisson ou en Z (batardeaux, voiles d'étanchéité, etc.).

Les laminoirs à rails modernes sont disposés en deux ou plusieurs lignes, et comptent plusieurs cages de laminage (fig. 101).

La première ligne est formée par une cage duo réversible de dégrossissage ou d'ébauchage *1*. Son agencement est identique à celui d'un blooming ; le diamètre courant de ses cylindres est de 900 à 950 mm, la longueur de la table 2 300 mm. Des deux côtés de la cage sont installés des dispositifs pour le retournement et la manutention de la barre : manipulateurs, quartiles, etc. La commande de la cage est assurée par un moteur électrique réversible d'une puissance s'élevant jusqu'à 5 000 ch.

Le deuxième train du laminoir à rails compte le plus souvent deux cages trios de dégrossissage *2* de 850 mm commandées par un moteur électrique réversible de 6 000 ch.

La cage de finissage duo *3* a des cylindres du même diamètre que ceux des cages de dégrossissage. C'est une cage à cylindres équilibrés dotée d'un appareillage électrique correspondant, et qui se distingue des cages trios de dégrossissage par ses roulements qui assurent une précision plus élevée du laminage. La cage de finissage est commandée par un moteur électrique à courant continu de 2 500 ch.

Les poutres mi-lourdes sont travaillées sur des laminoirs à rails équipés d'une cage universelle amovible qui remplace la cage duo de finissage.

Calibrage des cylindres des laminoirs à rails. Les systèmes de calibrage sont choisis en fonction des dimensions et de la forme des profilés à obtenir. Les gammes de laminage les plus typiques sont représentées sur la fig. 102.

La gamme *1* est composée uniquement de cannelures fermées. La première cannelure, celle de dégrossissage (à arêtes vives), assure

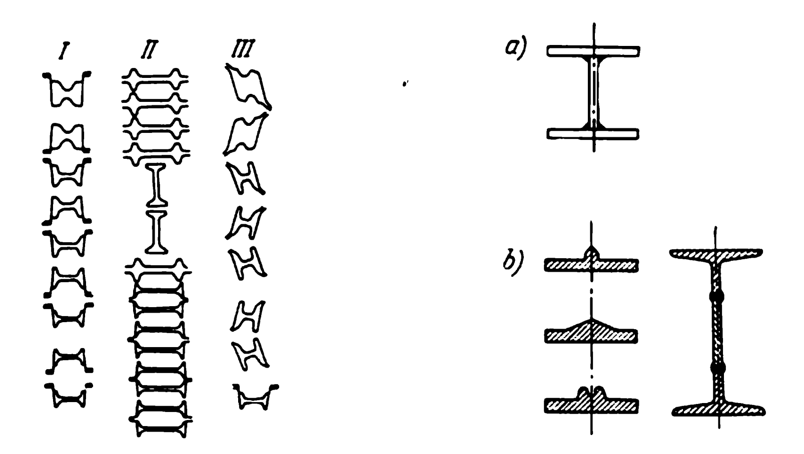


Fig. 102. Gammes typiques de laminage des profilés

Fig. 103. Poutrelles en H soudées
a — à partir des éléments plats; b — à partir d'un plat et de profilés spéciaux

la déformation préliminaire de la barre. Cette barre, ayant généralement une section rectangulaire, est taillée d'en haut et d'en bas par les arêtes vives des cylindres qui ébauchent ainsi une forme en I. Les cannelures suivantes approfondissent et élargissent petit à petit les entailles (en formant progressivement la paroi du profilé), tout en amincissant les flasques. Ce schéma est employé pour la fabrication des poutres n[os] 10 à 30.

Les poutres moyennes et grosses n[os] 30 à 60 sont formées par la gamme *II* ; le profilage des barres est assuré par des cannelures ouvertes. Les cannelures des cylindres des bloomings et des cages de dégrossissage duos réversibles des trains à rails sont exécutées par tournage. La barre passe plusieurs fois par chaque cannelure ; le serrage des cylindres assure la réduction nécessaire de l'ouverture de la cannelure. Après plusieurs passes, il se forme sur les faces latérales de la barre des bavures qui sont éliminées par retournement de la barre à 90° et par son passage entre les parties lisses des cylindres. La déformation dans les cannelures ouvertes se poursuit jusqu'à ce que l'épaisseur de la paroi du profilé ébauché soit trois à cinq fois supérieure à celle du produit fini. Le rapport entre l'épaisseur de l'aile et celle de la paroi est le même pour le produit ébauché ou fini. Le laminage ultérieur se poursuit dans des cannelures fermées.

Ces derniers temps, on recourt largement à la gamme *III* qui est composée d'une série de cannelures fermées inclinées par rapport à l'horizontale (calibrage oblique). Cette disposition des cannelures permet de laminer des poutres à ailes parallèles légèrement en pente.

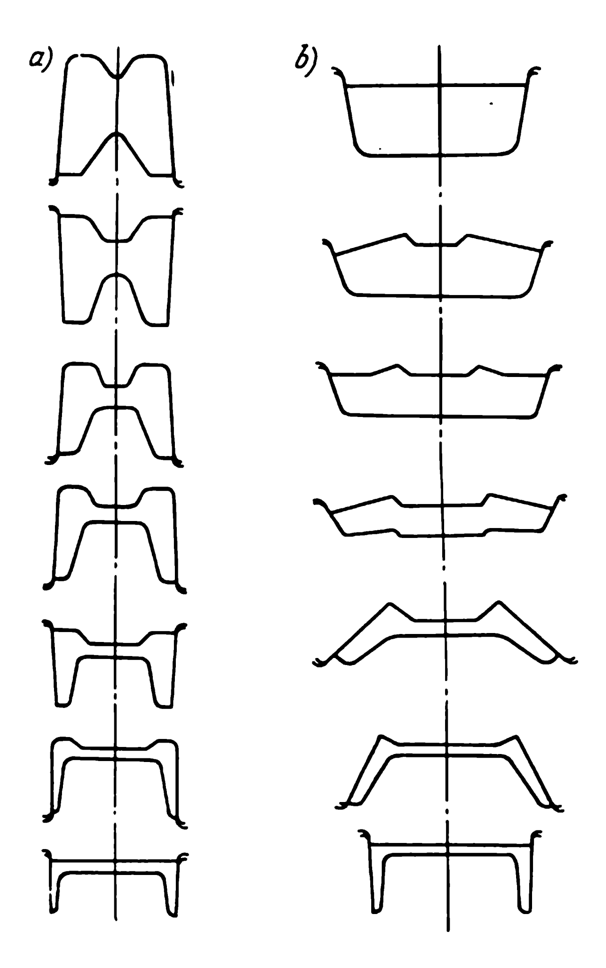


Fig. 104. Calibrage des cylindres pour le laminage des profilés en U
a — selon le procédé des poutres; *b* — par pliage des ailes

Le calibrage oblique permet d'effectuer une forte réduction avec un nombre de passes inférieur ; il est employé pour la fabrication des poutres mi-lourdes et des poutres-voiles.

Les poutres en H peuvent être fabriquées également par soudage de trois éléments plats (fig. 103,*a*), soit d'un élément plat et de profilés spéciaux formant les ailes (fig. 103,*b*).

Pour le laminage des poutres en U on utilise la gamme représentée sur la fig. 104.

Après leur laminage, les rails, les poutres et les autres profilés subissent des opérations de parachèvement : le cisaillage, le

refroidissement, le planage, etc., ainsi que les essais, la révision et la réception.

Pour chaque tonne de produits finis, un blooming consomme environ 1,06 t de métal.

§ 3. Fabrication des profilés en acier

Les ronds, les carrés, les plats, les cornières, les poutres et les poutres en U de petites dimensions, le fil machine sont fabriqués sur des laminoirs à profilés.

Les ébauches sont échauffées dans des fours à récupération continus de divers types.

Le taux des produits finis est en moyenne de 91 à 96%. Les laminoirs pour les petits fers, les plats et les fils assurent un taux encore plus grand. Pour fournir 1 t de laminés il faut 1,099 à 1,041 t d'acier en ébauches.

Laminage des ronds et des profilés à bulbes. Il existe plusieurs gammes de laminage pour les *ronds* et les *fils*. La plus répandue, surtout pour la fabrication des ronds de 5 à 20 mm de diamètre, est la gamme où les opérations terminales sont assurées par des cannelures de semi-finition carrée, ovale et des cannelures de finition rondes (fig. 105). La gamme de dégrossissage peut être constituée de cannelures du type losange-losange, losange-carré ou ovale-carré.

Pour assurer lors de la fabrication du fil un taux d'étirage et une vitesse élevés, on utilise des cylindres cannelés du type ovale-carré.

On utilise également les trains à profilés pour la fabrication des *aciers à béton* dits *profilés à bulbes* employés dans la fabrication du béton armé.

Les aciers à béton se présentent sous l'aspect de tiges rondes avec deux nervures longitudinales et des saillies formées suivant trois filets d'une ligne hélicoïdale (fig. 106).

La cannelure de finissage pour l'acier à béton est taillée d'après le diamètre de base du profilé, alors que les évidements hélicoïdaux sur la surface de la cannelure sont obtenus par fraisage des rainures. Le matériau de départ est une barre ovale.

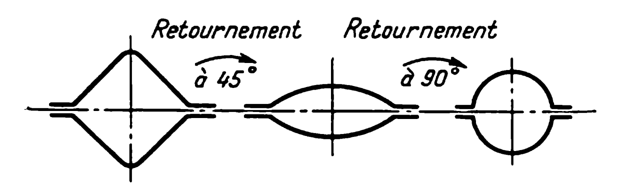


Fig. 105. Schéma du laminage des ronds

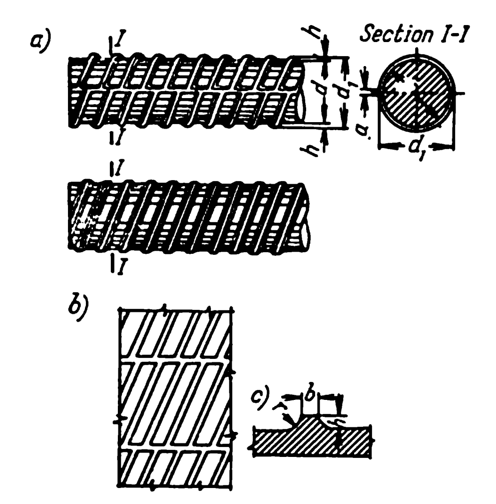


Fig. 106. Profilés à bulbes modernes

a — vue d'ensemble de la tige; *b* — développement de la surface de la tige; *c* — détail de la saillie hélicoïdale

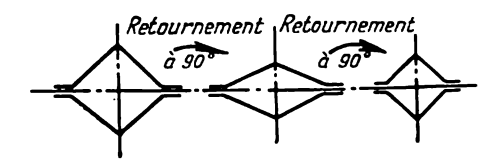


Fig. 107. Schéma du laminage d'un carré d'acier

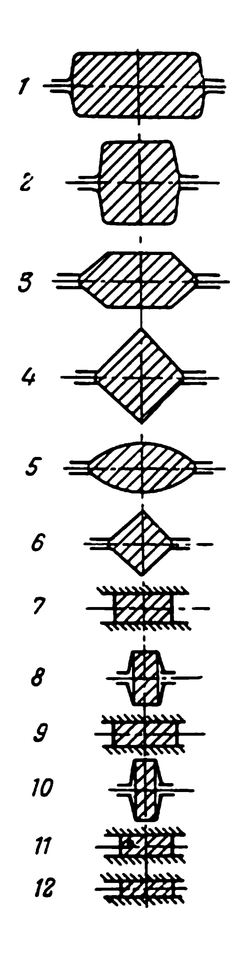


Fig. 108. Schéma du laminage des plats d'acier

1—12 — passes différentes

Le laminage des profilés à bulbes se distingue ainsi de celui des ronds simples par la forme de la cannelure de finissage et les dimensions un peu plus grandes de l'ovale et du carré de semi-finition. L'augmentation de leurs cotes est conditionnée par la nécessité de repousser le métal dans les rainures de la cannelure de finition.

Dans le bâtiment on emploie les profilés à bulbes du n° 10 au n° 90.

Actuellement l'industrie du bâtiment utilise les profilés à bulbes de petits diamètres (6, 7, 8 et 9 mm) laminés à partir d'un acier faiblement allié. On a calculé que la fabrication des profilés à béton à partir de l'acier faiblement allié assure une économie en métal d'au moins 20% sans altérer la rigidité des constructions.

Fabrication des carrés. La gamme la plus employée est celle du carré, représentée sur la fig. 107. Elle est constituée de cannelures de semi-finition du type carré et losange et celle de finition du type carré. Les calibres de dégrossissage les plus employés pour l'étirage sont les cannelures des types losange-losange et losange-carré ; pour la fabrication de petits carrés, on utilise un système de cannelures d'étirage du type ovale-carré.

Fig. 109. Schéma du laminage des cornières d'acier

1 — 7 passes différentes

Fabrication des plats. Dans les laminoirs à profilés modernes, les plats passent seulement une fois dans chaque cage ; le laminage du métal dans les cylindres à surface lisse est suivi d'un laminage dans des cylindres à cannelures fermées ; le nombre de ces derniers et l'ordre de leur succession dépendent des conditions concrètes (fig. 108).

Le procédé le plus perfectionné est celui des laminoirs continus, où les cages aux cylindres horizontaux alternent avec celles aux cylindres verticaux.

Fabrication des cornières. La fig. 109 représente le schéma du laminage des cornières. Les cylindres de dégrossissage, qui assurent un élargissement illimité de laminage, peuvent être utilisés pour la fabrication de toute la gamme des cornières.

§ 4. Fabrication des tôles d'acier

Les laminoirs à tôles sont destinés à la fabrication des 1) *tôles fortes* pour ponts, réservoirs, pour les constructions de navires, de blindage, à chaudronner et 2) *tôles fines* de construction, tôles en

fer, tôles étainées et noires, tôles électriques, pour transformateurs, et tôles de dynamo.

Fabrication des tôles fortes. Pour le laminage des tôles fortes on utilise des brames d'une épaisseur de 65 à 300 mm, d'une largeur de 600 à 1 600 mm, d'une longueur de 1000 à 2000 mm et d'un poids de 2,2 t.

L'échauffement des brames est effectué dans des fours continus.

L'opération comporte deux étapes et porte le nom de laminage croisé : 1) laminage sans centre de la brame jusqu'à ce qu'on obtienne la largeur requise ; dans ce but, après une ou deux passes on fait pivoter la brame de 90° dans le plan horizontal pour la laminer suivant sa largeur ; 2) une fois qu'on a assuré la largeur nécessaire, on fait pivoter la brame de 90° pour la laminer suivant sa longueur.

La grandeur de la réduction du métal à chaque passe est établie en fonction des conditions d'entraînement de la pièce par les cylindres, de la rigidité des cylindres et de la puissance du moteur.

Les tôles fortes sont laminées par des trios à une cage, ainsi que par des trains à deux cages et semi-continus.

Fabrication des tôles fines. Les tôles fines sont le plus souvent fabriquées par un procédé combiné qui prévoit le travail à chaud et à froid.

Le *laminage à chaud* est effectué sur des trains semi-continus et continus. Ces trains utilisent des brames pour former des tôles d'une largeur de 600 à 2200 mm et plus et d'une épaisseur de 1,25 à 12 mm.

Pour la finition des tôles d'acier laminées à chaud les ateliers de laminage sont équipés d'un four à normaliser, d'installations de décapage et de séchage, d'aplatissoirs et de cisailles.

Les produits finis sont livrés sous forme de tôles cisaillées ou embobinées.

Dans la gamme des opérations de la fabrication des tôles fines le *laminage à froid* est l'opération de finition ; elle peut être effectuée par paquets de tôles ou par tôles embobinées. Le premier procédé est employé seulement dans les vieilles usines. Le procédé de l'embobinage est plus perfectionné.

Après le laminage à chaud, les bobines de tôles sont dirigées vers l'atelier de décapage. L'installation de décapage comporte un dévidoir, des cisailles pour l'éboutage du talon, un banc à souder ou à assembler les bobines, des bains d'acide et de lavage, une installation pour le séchage des tôles à l'air chaud, des cisailles pour découper l'endroit du soudage et un dévidoir pour l'embobinage des tôles.

Après le décapage et une préparation correspondante, les bobines sont dirigées sur les trains de laminage à froid qui travaillent avec graissage et refroidissement des cylindres.

Le laminage à froid provoque l'écrouissage du métal, ce qui rend difficile la poursuite de la réduction et l'amincissement des tôles. Pour éliminer l'écrouissage, on soumet le métal à un recuit intermé-

diaire, qui est réalisé généralement dans un four à cloches, dans une atmosphère protectrice, ou dans un four à recuit de normalisation.

Après le recuit ou la normalisation, les tôles sont cisaillées, puis dirigées vers le planage, au cours duquel les tôles subissent un laminage à froid avec une réduction de 0,5 à 1,5 % effectuée en une passe.

Les laminoirs pour le travail à froid des métaux sont construits en fonction de l'échelle de la production, de la destination des tôles et d'autres conditions. Dans les vieilles usines au volume de production réduit, on emploie surtout des trains quartos et parfois des trios. Dans les usines sidérurgiques modernes on produit de plus en plus à un rythme continu des tôles fines embobinées à chaud ; c'est pourquoi on utilise largement les quartos réversibles, et les trains à trois ou cinq cages continus. Après le travail sur ces laminoirs, les tôles sont aussi traitées en bobines.

Les trios continus, ainsi que les quartos réversibles, sont employés pour le laminage des tôles de toutes les catégories, sauf les tôles noires.

Les tôles noires, enroulées en bobines dont le poids s'élève à 15 t et dont l'épaisseur initiale est d'environ 2 mm, sont laminées sur des laminoirs continus à cinq cages. La vitesse de laminage atteint 30 m/s. Les opérations sont les mêmes que pour la fabrication des tôles fines.

Après leur laminage, les tôles noires sont soumises suivant leur destination à l'étamage, au zingage, au laquage, etc., pour élever leur résistance à la corrosion.

Dans les ateliers de laminage, l'étamage est réalisé de deux façons : par immersion dans de l'étain fondu (étamage à chaud) ou par traitement électrolytique. L'étamage électrolytique est une opération continue qui assure un revêtement plus régulier et qui permet, par conséquent, d'économiser une quantité appréciable d'étain.

Dans la fabrication des tôles, la consommation du métal dépend dans une grande mesure de la destination et de l'épaisseur des tôles, et varie de 1,24 à 1,6 t de lingots par tonne de tôles.

§ 5. Fabrication des profilés à froid à partir des tôles et des plats

Les profilés à froid à parois minces sont obtenus par pliage d'une tôle d'acier ou d'un feuillard.

Les profilés à froid ont plusieurs avantages par rapport aux profilés laminés à chaud ; leur épaisseur peut être réduite jusqu'à 0,5 mm alors qu'il est difficile de laminer à chaud sur les machines modernes des tôles d'une épaisseur inférieure à 3 mm. Les profilés à froid peuvent avoir une configuration compliquée et très avantageuse au point de vue du moment de résistance, ce qui permet de choisir ra-

tionnellement la section du profilé de manière à réduire au minimum le poids de la construction et à économiser le métal.

Les profilés à froid sont fabriqués sur des machines à profiler à effet périodique ou continu qui sont accouplées l'une à l'autre en formant une série de cages à molettes commandées. Pour les premiers trains on emploie comme matériau de départ des tôles relativement courtes ou des feuillards ; pour les seconds, les feuillards embobinés.

D'après leur construction, ces machines peuvent être de deux types : 1) à molettes en console et 2) à molettes placées entre les montants. Les machines à profiler avec les molettes placées en console sont utilisées seulement pour la fabrication des profilés minces et fins.

Le nombre de cages d'une machine à profiler dépend de la forme du profilé. Plus sa configuration est compliquée, plus le nombre de cages doit être grand. La vitesse périphérique des molettes peut être de 20 à 120 m/mn et plus. Les machines plus grandes développent une vitesse inférieure.

Dans l'industrie automobile, les profilés fins sont utilisés pour la confection des encadrements des glaces, des tubes de radiateur, etc. Toutes ces pièces sont confectionnées à partir d'un feuillard de 0,2 à 1 mm d'épaisseur et de 16 à 80 mm de largeur.

Dans le bâtiment, les profilés de ce type sont utilisés en forme de caissons, de pièces à section en I, des flans d'estampage, etc.

§ 6. Fabrication des tubes

Fabrication des tubes sans soudure. Les tubes sans soudure sont laminés sur des trains pèlerins, automatiques et continus.

Les *trains pèlerins* utilisent comme matériaux de départ des lingots ronds ou à facettes d'un diamètre de 250 à 600 mm et d'un poids de 0,6 à 3 t. Les ébauches des tubes peuvent être aussi obtenues à partir de lingots ronds ou à grand nombre de facettes sur un banc pousseur à cylindres, et à partir de lingots à petit nombre de facettes par poinçonnage sur des presses.

Le banc pousseur ou le train de laminage sans centre comporte deux cylindres ou galets à axes obliques qui tournent dans le même sens (fig. 110) et deux galets de guidage tournant fou sur leurs axes.

Les galets des bancs pousseurs se présentent sous l'aspect de deux ou d'une série de cônes tronqués séparés par des parties cylindriques. Les galets sont disposés obliquement l'un par rapport à l'autre, et l'angle d'inclinaison des axes des galets est de 4°30′ à 6°30′.

L'ébauche est engagée dans le banc sous un certain angle par rapport à chacun des galets, de façon à obtenir un mouvement de rotation et un mouvement de translation.

Au cours du laminage, dans la partie centrale du lingot ou de l'ébauche, il se forme une cavité, dont les dimensions sont rectifiées

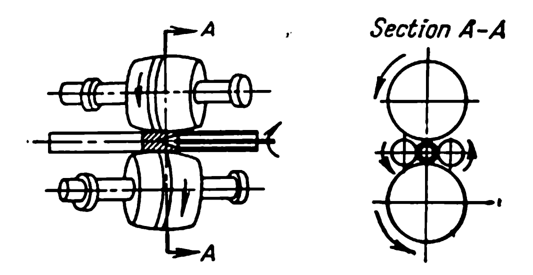


Fig. 110. Fabrication des tubes sur des bancs pousseurs à cylindres

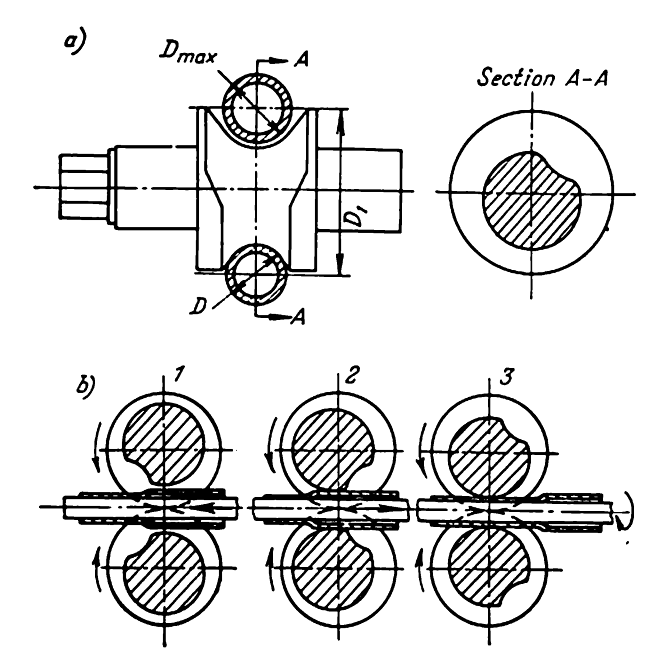


Fig. 111. Schéma du laminage au pèlerin en un tour de cylindres
a — position de l'ébauche au moment de l'engagement dans la cannelure et en fin de laminage; b — début et fin du laminage entre cylindres d'une partie du tube

par un mandrin que l'on engage progressivement entre les cylindres dans le sens opposé au mouvement du métal ; le diamètre du mandrin doit être égal à celui du trou à obtenir.

Ensuite l'ébauche est travaillée sur un laminoir pèlerin muni de cylindres à cannelures dont le profil change au cours de la rotation (fig. 111). Les cylindres tournent à la même vitesse dans des sens différents ; leur rotation s'effectue dans le sens inverse à la translation de l'ébauche. Pendant la rotation des cylindres, les cotes de la section de la cannelure changent, passant du diamètre maximal au diamètre minimal. Quand il est maximal, la cannelure travaille à vide (position *1)*, car ses cotes sont plus grandes que celles de l'ébauche ; à ce moment cette dernière, avec le mandrin à l'intérieur, est déplacée automatiquement à une distance égale à la grandeur de l'avance. A mesure que les galets tournent, les cotes de la cannelure diminuent progressivement en assurant la réduction de l'ébauche (position *2)* avec une force proportionnelle à la diminution du diamètre de la cannelure. Les galets compriment le secteur annulaire de l'ébauche dans le sens de leur rotation, alors que l'ébauche avec le mandrin est repoussée en arrière (position *3*). Quand les galets ont pivoté de 360°, la cannelure travaille de nouveau à vide, l'ébauche est repoussée vers les galets, et le cycle recommence. L'avance est accompagnée par le retournement de l'ébauche à 90°. Après le laminage, le mandrin est extrait du tube. Le tube suivant est travaillé par un nouveau mandrin , alors que le précédent est graissé et préparé à l'utilisation ultérieure.

Lors du laminage des tubes les corps creux des ébauches sont obtenus sur des bancs à cylindres en champignon (fig. 112,*a*), sous forme de disques (fig. 112,*b*) et de tonneaux (voir fig. 110).

La finition de l'ébauche se poursuit sur un train duo réversible *automatique* dont les cylindres comportent plusieurs cannelures circulaires, dans lesquelles on place le mandrin (fig. 113) retenu par une tige. L'intervalle entre la cannelure et le mandrin détermine l'épaisseur du tube.

Le laminage est réalisé en deux passes indépendamment de l'épaisseur du tube. Ensuite, on procède au roulage du tube sur une machine spéciale dans le but d'améliorer l'état des surfaces extérieures et intérieures, éliminer les rugosités, les stries, l'ovalité et l'épaisseur irrégulière des parois. Le roulage a pour effet d'augmenter sensiblement l'épaisseur des parois des tubes minces, alors que pour les tubes à parois épaisses, cet effet se fait beaucoup moins ressentir.

Après le roulage, les tubes sont dirigés sur un laminoir de calibrage qui leur donne le diamètre voulu.

Pour les tubes laminés sur des *trains continus* (fig. 114), les ébauches sont fabriquées sur un banc pousseur ordinaire.

Il existe deux types principaux de trains continus : 1) à commande commune pour toutes les cages ; 2) à commande individuelle pour chaque cage.

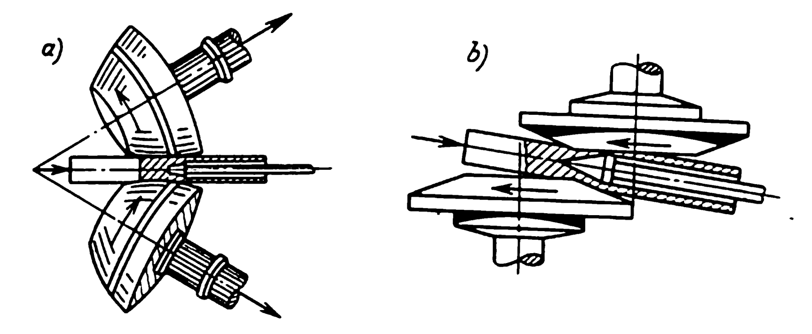


Fig. 112. Types des bancs pousseurs
a — à cylindres en champignon; b — à disques

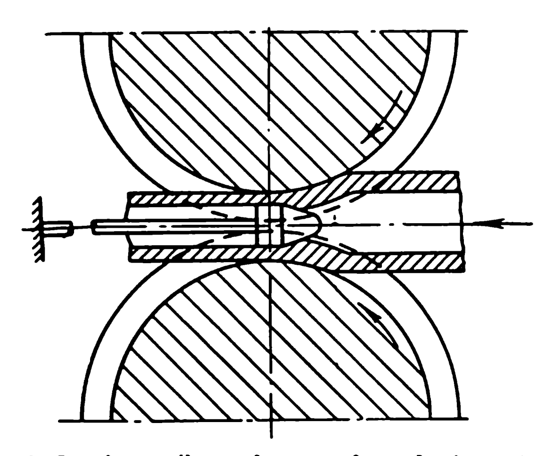


Fig. 113. Laminage d'un tube entre les cylindres d'un banc automatique

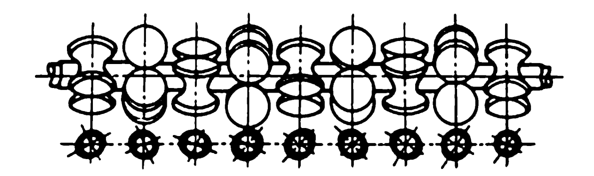


Fig. 114. Laminoir continu d'un modèle nouveau pour la fabrication des tubes

Après le laminage sur un train continu, les tubes sont calibrés ou réduits (changement de diamètre). L'emploi des laminoirs réducteurs a permis de réduire au minimum l'assortiment des tubes fabriqués par des laminoirs continus et d'élever sensiblement le rendement de ces machines.

Fabrication des tubes soudés. Les tubes soudés sont fabriqués à partir d'ébauches (bandes laminées) appelées *feuillards*.

Cette opération s'effectue en deux étapes : 1) enroulement de l'ébauche pour former le tube et 2) exécution de la soudure du tube.

Lors du soudage au four, les feuillards réchauffés à 1300—1350° sont tirés à travers un entonnoir pour être enroulés autour d'un axe longitudinal jusqu'à ce que les bords se touchent ; à l'endroit de l'aboutage on effectue le soudage. Le procédé de soudage au four permet de fabriquer des tubes de 75 à 100 mm de diamètre.

Le *soudage électrique* permet d'obtenir des tubes de 6 à 630 mm de diamètre, avec des parois de 0,5 à 20 mm d'épaisseur, et de qualité supérieure à celle des tubes soudés au four.

Le matériau de départ pour la fabrication des tubes soudés électriquement est un feuillard laminé à froid enroulé ou des tôles (pour les tubes de grands diamètres) préalablement décalaminées par décapage ou par sablage.

Le procédé le plus répandu est le soudage par résistance. Toutefois on emploie également d'autres procédés, comme par exemple, le soudage à l'arc sous couche de flux pour la fabrication des tubes aux parois épaisses de moyens diamètres en acier au carbone ou allié et les tubes de grands diamètres en acier au carbone ; le soudage à l'hydrogène atomique pour la fabrication des tubes en aciers alliés avec des parois de 2 à 12 mm et un diamètre pouvant atteindre jusqu'à 200 mm ; le soudage à l'argonarc pour les tubes en acier austénitique fortement allié ou en métaux et alliages non ferreux avec des parois de 0,6 à 5 mm et un diamètre pouvant atteindre jusqu'à 450 mm.

Ces derniers temps, on recourt de plus en plus à la fabrication des tubes soudés par enroulement en spirale des tôles embobinées.

Les tubes minces et les tubes de faible diamètre sont fabriqués par laminage à froid des ébauches préalablement laminées à chaud sur des trains spéciaux.

Le débit du métal pour une tonne de tubes finis est de 1,05 à 1,18 t, selon le procédé de laminage.

CHAPITRE XX

ÉTIRAGE ET COMPRESSION DU MÉTAL

§ 1. Tréfilage du métal

Le *tréfilage* consiste à tirer un fil, un rondin ou un tube à travers un outil spécial appelé filière dont le trou dit œillet est inférieur à la section de l'ébauche initiale. Ce procédé a pour but de donner aux pièces des dimensions précises, une forme géométrique déterminée et une surface lisse et nette. En faisant passer plusieurs fois l'ébauche par l'œillet de la filière on peut obtenir des articles d'une section extra-fine.

On emploie d'habitude le tréfilage à froid pour travailler les métaux et les alliages non ferreux, les aciers à faible et à fort carbone et les aciers alliés, ainsi que les alliages aux propriétés particulières.

Le tréfilage du métal est réalisé à l'aide de bancs d'étirage développant des efforts de traction très puissants.

Organisation d'une filière et types de machines à tréfiler. La *filière* est l'outil principal des machines à tréfiler ; elle est composée de deux pièces, de la filière *1* et de la porte-filière *2* (fig. 115). La filière proprement dite est constituée de quatre parties distinctes : le cône de travail *I*, l'entrée *II*, la portée *III* et le cône de sortie *IV*. La forme usuelle de la portée est cylindrique, alors que les autres parties sont coniques. L'angle du cône de travail β est choisi entre 10 et 24° selon l'article à obtenir et la composition du métal.

Les filières sont fabriquées de carbures métalliques, de diamants industriels (pour le fil extra-fin) ou d'acier à outillage (pour les rondins et les tubes de grosse section).

Avant de procéder à l'étirage, l'extrémité du rondin doit être appointée de façon à assurer la libre entrée de la pièce dans la filière et la sortie du côté opposé. Cette extrémité doit être fixée au mécanisme de traction du banc d'étirage qui, en faisant passer le rondin à travers la filière, réalise la réduction et l'allongement du métal.

Selon le procédé de traction, on distingue les bancs d'étirage à chaîne ou à bobine.

Les *bancs d'étirage à chaîne* sont destinés à la fabrication de profilés en forme de longues barres (de 3 à 5 m et plus). Leur effort de traction est de 1 à 150 t ; la vitesse du tréfilage atteint 130 m/mn. L'étirage de la pièce à travers la filière est assuré par un moteur électrique dont le mouvement de rotation est transformé en mouvement rectiligne de la chaîne et du chariot d'étirage par l'intermédiaire d'une série de mécanismes. L'extrémité

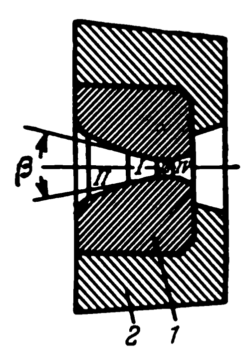


Fig. 115. Coupe d'une filière

avant de la pièce qui sort de la filière est serrée par une pince du chariot ou «chien», alors que la pièce, passant à travers la filière, acquiert la forme prévue.

Les *bancs d'étirage à bobine* sont employés quand le demi-produit ainsi que le produit fini peuvent être enroulés (fils, etc.). L'étirage de la pièce est assuré également par un moteur électrique qui fait tourner la bobine sur laquelle s'enroule le fil ou le produit correspondant.

Les bancs à bobines peuvent être à une filière ou à tréfilage multiple, suivant le nombre d'étirages simultanés qu'ils permettent de réaliser ; les diamètres des bobines varient de 150 à 1000 mm et plus, leur puissance s'élève de 7 à 150 ch.

Préparation du métal pour l'étirage. Avant l'étirage, l'ébauche métallique est décalaminée. Cette opération est exécutée le plus souvent par décapage dans des solutions d'acides.

Après le décapage, le métal est rincé pour éliminer de sa surface les restes des acides et des boues.

Si l'ébauche d'acier doit subir plusieurs étirages successifs, après le décapage et le rinçage on la couvre d'une couche de lubrifiant ; c'est un traitement supplémentaire qui comporte une des opérations suivantes : la rouille, le cuivrage, la phosphatation et le chaulage ultérieur. La rouille consiste à laisser l'ébauche à l'air, jusqu'à ce qu'elle soit couverte d'une mince couche d'oxyde. Lors du cuivrage, la pièce est immergée dans une solution de sulfate de cuivre légèrement acidulée. Le chaulage est réalisé par une immersion de courte durée de l'ébauche dans un bain de chaux bouillante.

L'opération finale de la préparation de l'ébauche au tréfilage est le séchage à une température supérieure à 100°. Le séchage élimine l'humidité et une certaine quantité d'hydrogène dilué dans le métal, ce qui contribue à éliminer la fragilité du métal au décapage.

Avant de procéder au tréfilage on recouvre la surface séchée du métal d'une couche de lubrifiant. Le lubrifiant est destiné à réduire l'effort du tréfilage et l'énergie nécessaire à sa réalisation, et permet d'obtenir une surface lisse tout en élevant la ténacité de l'outil (filière).

On utilise comme lubrifiants diverses huiles minérales et végétales, les graisses animales, le graphite, le savon et certaines émulsions.

Régime de tréfilage. La grandeur de la réduction, la vitesse d'étirage et le lubrifiant sont choisis en fonction de la composition chimique du métal, des propriétés du matériau de la filière, du profil et de la section de la pièce.

Le coefficient d'étirage μ du métal est le quotient de la surface de la section de l'ébauche initiale S_1 par la surface de la section après le tréfilage S_2 :

$$\mu = \frac{S_1}{S_2}. \qquad (75)$$

La réduction λ est établie par le rapport de la différence des surfaces de la section de la pièce avant et après le tréfilage à la surface de la section avant le tréfilage, exprimé en pour cent :

$$\lambda=\frac{S_1-S_2}{S_1}\cdot 100. \tag{76}$$

Il est d'usage de choisir le coefficient d'étirage entre 1,25 et 1,30 et la réduction de 30 à 35 %.

Certaines nuances des laminés à froid, par exemple le fil, les rondins, les tubes, les plats, doivent avoir une section très précise et une surface lisse. Dans ce but on les soumet au *calibrage*, c'est-à-dire à l'étirage à travers une filière dont la forme et les cotes sont choisies de manière à ce que le métal ne subisse pas de grande réduction et d'étirage important.

Le calibrage comporte à peu près les mêmes opérations que le tréfilage. Lors du calibrage la réduction du métal est de l'ordre de 8 à 12 %, car le but principal de cette opération n'est pas l'allongement de la pièce mais l'obtention d'un profil précis et d'une surface lisse.

§ 2. Filage à la presse

On appelle *filage* l'opération qui consiste à faire passer le métal qui se trouve dans un container à travers un orifice (filière). Le métal repoussé du container prend la forme et les cotes de la section de la filière.

Le filage est surtout employé pour le travail des métaux et des alliages non ferreux, et dans certains cas, pour le travail de l'acier et d'autres alliages métalliques.

Comme matériau de départ on prend des ébauches coulées ou laminées.

Ce procédé permet d'obtenir des produits de diverses sections (fig. 116), y compris des rondins de 5 à 200 mm de diamètre, des tubes d'un diamètre intérieur allant jusqu'à 800 mm aux parois de 1,5 à 8 mm d'épaisseur, des profilés divers.

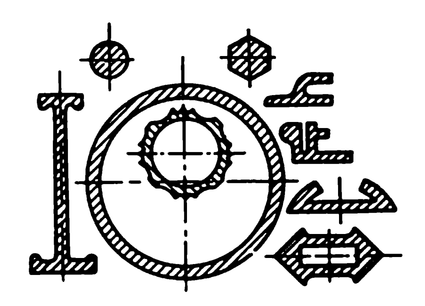


Fig. 116. Profils des pièces obtenues par filage

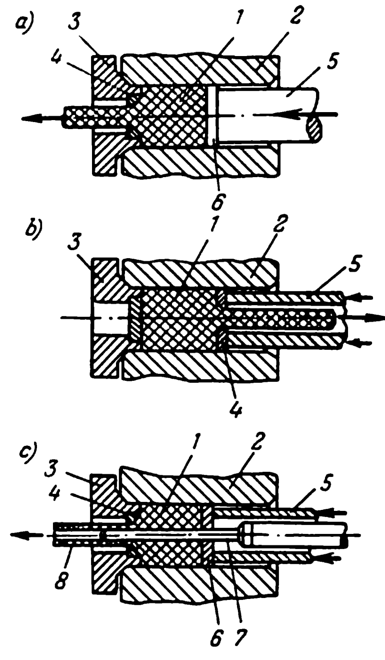


Fig. 117. Procédés de filage
a — direct; *b* — inverse; *c* — filage des tubes

Procédés de filage. On distingue deux procédés : le filage direct et le filage inverse.

Lors du *filage direct*, l'ébauche *1*, portée à la température nécessaire, est placée dans le container *2* de la presse (fig. 117,*a*). La filière *4* est fixée d'un côté du container dans une porte-filière *3*. Dans le cas considéré, le trou de la filière est rond. De l'autre côté du container se trouve un fouloir *5* avec une rondelle de pression *6* fixée à son extrémité, qui peut coulisser à l'intérieur du container. Quand la presse est actionnée, le fouloir reçoit la pression nécessaire depuis le piston et la transmet par l'intermédiaire de la rondelle de pression à l'ébauche en obligeant le métal à se déformer plastiquement et à s'écouler au dehors à travers la filière. Vers la fin de l'opération, il reste dans le container une certaine partie du bloc primitif qui s'appelle culot et qui ne participe pas à la formation de la pièce.

Le *filage inverse* (fig. 117,*b*) consiste à pousser dans le container le fouloir évidé *5* avec la filière *4* fixée à son extrémité. Alors que le fouloir s'engage dans le container, la filière *4* exerce une pression sur l'ébauche *1*, et le métal déformé passe à travers l'orifice de la filière dans le sens inverse au mouvement du fouloir. Ce procédé réduit les rebuts de métal à 5-6 % (lors du filage direct ils atteignent 18-20 % du poids du lingot), diminue la pression nécessaire de 25 à 30 %. Toutefois, ce procédé ne s'est pas répandu, car la construction des filières de ce type est très compliquée.

Lors du filage des tubes (fig. 117,*c*), l'ébauche *1*, placée à l'intérieur du container *2*, est d'abord percée par un mandrin ou une aiguille en acier *7*. Le bout avant du mandrin traverse toute l'ébauche pour sortir en porte-à-faux à une certaine distance du trou de la filière *4*. Il se forme ainsi, entre les parois de la filière et la surface extérieure du mandrin, un intervalle annulaire. Lors du déplacement du fouloir *5* avec la rondelle de pression *6* dans le sens de la filière, le métal est repoussé à travers l'intervalle annulaire et prend la forme d'un tube *8*. Le diamètre extérieur du tube ainsi obtenu est égal au diamètre de l'orifice de la filière alors que son diamètre intérieur est égal à celui du mandrin.

Le taux des produits finis du filage constitue de 70 à 80 % du poids des ébauches.

Pendant le filage, le métal subit la déformation plastique de la réduction et de l'étirage.

Le coefficient d'étirage du métal est égal au rapport de la section du container S_c à la section du trou de la filière S_f :

$$\mu = \frac{S_c}{S_f}. \tag{77}$$

Généralement, ce rapport est de 8 à 50, parfois même plus grand.

La réduction du métal est établie comme le rapport de la différence entre les sections du trou du container et du trou de la filière à la section du trou du container. Elle est exprimée par la formule

$$\lambda = \frac{S_c - S_f}{S_c} \cdot 100\% \tag{78}$$

et peut atteindre 90 %.

Lors du filage on emploie des lubrifiants pour réduire le frottement du métal contre les parois du container et assurer un écoulement plus régulier du matériau à travers la filière ; on emploie à cet effet de l'huile de machine avec du graphite, du verre lubrifiant, etc.

Le filage est le plus souvent exécuté sur des presses hydrauliques à piston horizontal ou vertical.

Les presses mécaniques sont employées beaucoup plus rarement.

Dans les presses hydrauliques le liquide de travail est l'eau. Elle est comprimée par une pompe à haute pression jusqu'à 200-400 atm, puis refoulée dans le cylindre de travail où elle exerce une pression correspondante sur le piston. La pression du piston est transmise au fouloir et à la rondelle de pression qui assurent l'exécution de l'opération.

Dans les presses mécaniques, le fouloir peut être actionné par un moteur électrique.

CHAPITRE XXI

FORGEAGE ET ESTAMPAGE

Les opérations de corroyage d'une ébauche métallique entre deux frappes ou entre des étampes dans le but d'obtenir une pièce de forme requise s'appellent *forgeage* et *estampage* (matriçage). Le forgeage et l'estampage sont réalisés à l'aide des outils et des accessoires divers.

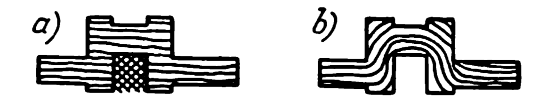


Fig. 118. Répartition des fibres dans un vilebrequin
a — usinage par coupe; *b* — forgeage (matriçage)

En choisissant la forme de l'ébauche, les outils et les accessoires et en plaçant l'ébauche de diverses façons par rapport à l'outil, on peut obtenir des pièces les plus diverses.

Le forgeage et l'estampage, de même que d'autres procédés de travail des métaux par corroyage, provoquent une modification de la macrostructure du métal et conditionnent la redistribution des fibres et le changement des dimensions des grains. La fig. 118 montre la répartition des fibres mise en évidence par l'attaque d'un échantillon de vilebrequin fabriqué par des méthodes diverses. La pièce représentée sur la fig. 118,*a* a été obtenue par usinage d'une ébauche sur un tour ; le vilebrequin de la fig. 118,*b* a été obtenu par estampage. Comme on peut le constater, dans le second cas la répartition des fibres dans le métal est meilleure, car elle contribue au renforcement de la pièce.

Le forgeage et l'estampage, qui provoquent une déformation du métal caractérisée par une orientation des fibres dans diverses directions, permettent d'assurer à la pièce un bon état de surface et de lui conférer des propriétés mécaniques suffisamment élevées et des dimensions précises.

Dans les travaux de forge on distingue le forgeage sans outillage spécial et l'estampage.

§ 1. Forgeage sans outillage spécial

Ce procédé permet ordinairement de traiter le métal à l'état chaud.

Le travail est effectué à la presse ou au marteau-pilon.

Il y a aussi le forgeage à la main sur enclume, mais on l'effectue surtout dans les ateliers de réparations pour la fabrication de petites pièces séparées. Les grosses pièces dont le poids s'élève jusqu'à 350 t, ainsi que les pièces moyennes fabriquées en petite série, ne sont exécutées que par forgeage sans outillage spécial.

Dans ce procédé on emploie comme *matériau de départ* les lingots de métal, les blooms et les brames de diverses sections et longueurs.

Le poids de l'ébauche est établi d'après la formule en partant des dimensions de la pièce :

$$Q_e = Q_p + Q_r + Q_d + Q_c \text{ kg}, \quad (79)$$

où Q_p est le poids de la pièce ;
Q_r, le poids du rebut ;
Q_d, le poids du déchet ;
Q_c, le poids des chutes.

Lors du forgeage d'un lingot, le poids des rebuts constitue 25 à 30 % de son poids. A chaque chauffe, le déchet atteint de 2 à 3 %, et à chaque échauffement ultérieur, de 1,5 à 2 % du poids du lingot ou de l'ébauche. Le poids des chutes dépend de la configuration des pièces et du procédé de leur fabrication ; pour des pièces simples, il est de 5 à 8 % ; pour certaines pièces compliquées, il atteint 30 % du poids de l'ébauche.

Après le calcul du poids de l'ébauche, on établit sa forme et ses cotes en partant du dessin de la pièce qui tient compte des surépaisseurs d'usinage (copeaux, pailles) et celles prévues pour simplifier la configuration de la pièce de forge. Ensuite on choisit la machine (marteau-pilon ou presse) pour exécuter les opérations nécessaires. Ces opérations doivent être choisies de manière à assurer un bon corroyage du métal sur toute la section de l'ébauche. Généralement il est apprécié d'après le coefficient de réduction qui est le rapport de la section de l'ébauche à la section de la pièce finie. Pour les lingots en acier, ce coefficient ne doit pas être inférieur à 3-5, pour les ébauches laminés, à 1,1-1,5.

Gamme d'opérations. Parmi les opérations de forgeage sans outillage spécial, il faut mentionner le refoulement, l'étirage, l'élargissement, le tranchage, le poinçonnage, la mise au diamètre, l'épaulage.

Lors du *refoulement* (fig. 119,*a*), la section de l'ébauche augmente alors que la hauteur diminue. En refoulant l'ébauche plusieurs fois

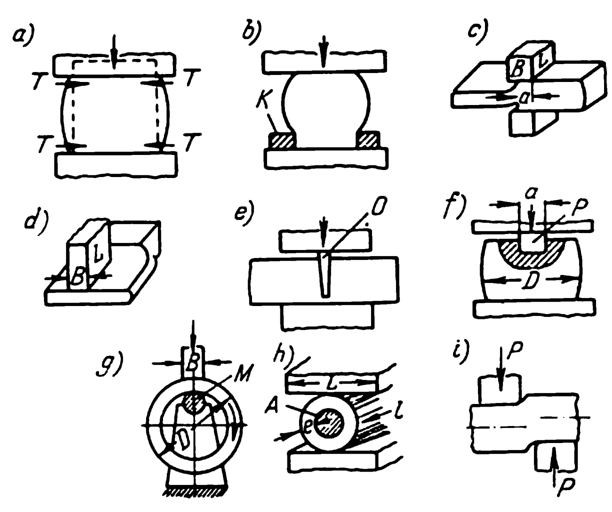


Fig. 119. Forgeage sans outillage spécial

et de divers côtés on peut lui donner une forme identique ou proche à l'initiale tout en élevant sensiblement la qualité du métal et en régularisant ses propriétés dans toutes les directions.

Le coefficient de réduction du refoulement dans une direction est calculé comme le rapport de la hauteur initiale à la hauteur terminale de la pièce, ou comme le rapport de la section terminale à la section initiale.

Le refoulement au cours duquel une partie seulement de l'ébauche est déformée porte le nom de *gonflage* (fig. 119,*b*). Pour effectuer cette opération on peut soit réchauffer la partie de l'ébauche à déformer (au bout ou au milieu), soit limiter la déformation par un outil annulaire spécial *K*.

Lors de l'*étirage* (fig. 119,*c*) la longueur de l'ébauche augmente par suite de la réduction de sa section. On peut commencer l'opération en partant des bouts de l'ébauche ou de son milieu.

Si en travaillant l'ébauche, on la tourne de 90° de façon à placer ses deux arêtes sous les coups du marteau, l'opération porte le nom d'*étirage avec retournement*.

Pour intensifier l'opération, il convient de réduire l'élargissement. On y arrive en réduisant l'avance *a*. Les grandeurs de l'avance établies par l'activité pratique varient de 0,4 à 0,75 de la largeur de la frappe *B*.

L'*élargissement* de l'ébauche (fig. 119,*d*) est réalisé en travaillant le métal par sections isolées, et en plaçant l'axe de l'ébauche perpendiculairement à la largeur de la frappe.

Pour couper l'ébauche on recourt au *tranchage* (fig. 119,*e*) à l'aide d'un outil *O* correspondant.

L'opération qui permet de percer des trous débouchés ou borgnes s'appelle *poinçonnage* (fig. 119,*f*) ; on la réalise à l'aide d'un poinçon *P*. Les ébauches poinçonnées peuvent être ensuite :

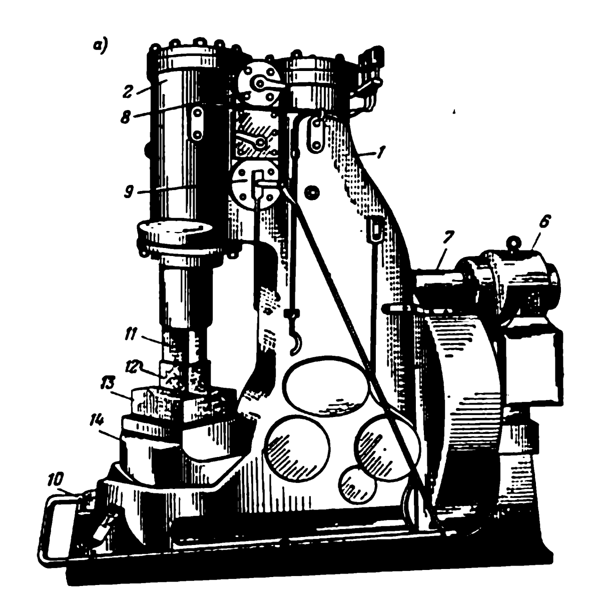
1) *mises au diamètre ou bigornées* (fig. 119,*g*) au mandrin *M*, ce qui réduit l'épaisseur de l'anneau et augmente son diamètre (l'axe long de la frappe est parallèle à l'axe de la bague) ;

2) *brochées* le long de l'axe (fig. 119,*h*), opération qui consiste à augmenter la longueur de la bague en réduisant l'épaisseur de ses parois (l'axe long de la frappe est perpendiculaire à l'axe de la bague).

L'*épaulage* est une des opérations les plus délicates (fig. 119,*i*) qui consiste à pratiquer dans la pièce un épaulement.

Machines à forger sans outillage spécial. Pour forger les petites pièces on utilise généralement les marteaux-pilons à air comprimé, pour les grosses pièces, les marteaux actionnés par la vapeur ou l'air comprimé, tandis que les pièces de grandes dimensions sont forgées à l'aide de presses hydrauliques.

Un *marteau-pilon à air comprimé* (fig. 120) comporte un cylindre de compression *1* et un cylindre de travail *2*. Le piston *3* du cylindre de compression refoule l'air qui actionne le piston de travail *4* ; ce dernier sert également de pilon du marteau ou de coulisseau.



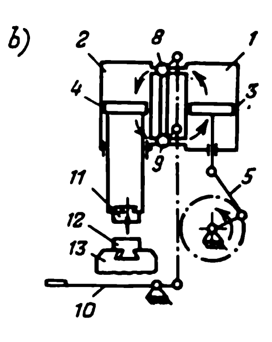


Fig. 120. Marteau-pilon à air comprimé
a — vue d'ensemble;
b — schéma cinématique

Un système de bielle-manivelle *5*, actionné par un moteur électrique *6* par l'intermédiaire d'un réducteur *7*, transmet au piston de compression un mouvement de va-et-vient.

Un système de distribution d'air est monté entre les cylindres de compression et de travail. Ce système comporte des robinets *8* et *9* et des canaux, par l'intermédiaire desquels l'air comprimé est dirigé tour à tour vers le haut ou vers le bas du cylindre de travail. Ce déplacement de l'air comprimé conditionne le mouvement du coulisseau qui tombe ou qui monte. L'inversion des robinets est assurée par la pédale à pied *10* ou par un levier.

La commande de la distribution d'air permet de régler le déplacement de la masse tombante, de porter des coups sur l'ébauche, de la serrer à l'enclume ou de retenir le pilon suspendu.

La fixation de la frappe supérieure *11* au coulisseau ainsi que de la frappe inférieure *12* au coussin *13* est réalisée par des coins formant un assemblage amovible à queue d'aronde.

Le coussin d'acier *13* est placé sur une assise lourde appelée chabotte *14* qui n'est pas rattachée au bâti du marteau.

Le poids de la masse tombante des marteaux à air comprimé (piston, tige et coulisseau) peut varier de 50 kg à 1 t. Le poids de la chabotte est 15 à 20 fois plus grand que celui de la masse tombante. Le coulisseau peut porter de 70 à 190 coups par minute.

Il existe des marteaux qui peuvent être actionnés soit par la vapeur, soit par l'air comprimé. La fabrication de la vapeur à pression élevée ou de l'air comprimé doit être assurée par des installations correspondantes.

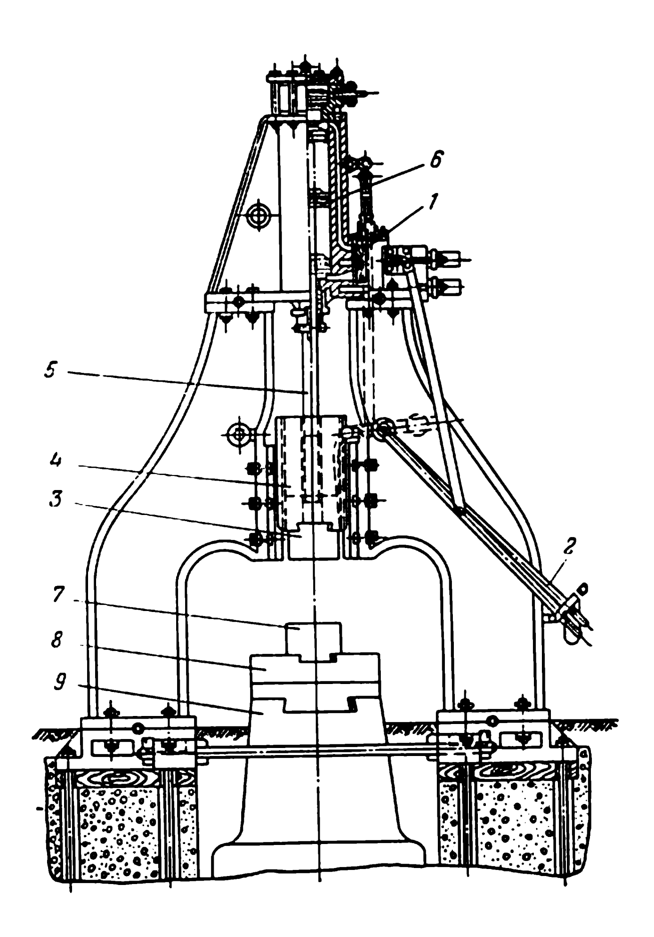


Fig. 121. Schéma d'un marteau-pilon à double montant

Ces marteaux peuvent être 1) à simple effet et 2) à double effet.

Dans le premier type, la vapeur ou l'air servent uniquement à relever la masse tombante. Actuellement ces marteaux sont peu employés.

Dans le deuxième type, la vapeur ou l'air relèvent la masse tombante du marteau et augmentent la puissance du coup porté par le coulisseau lors de son mouvement vers le bas. La fig. 121 représente le schéma d'un marteau-pilon à double montant actionné par la vapeur ou l'air comprimé.

La vapeur ou l'air comprimé sont refoulés dans le cylindre de travail par le tiroir *1* commandé par l'opérateur du marteau à l'aide d'un levier *2*. La frappe supérieure *3* est fixée au coulisseau *4*. Le coulisseau est rattaché à l'extrémité inférieure de la tige *5* alors que

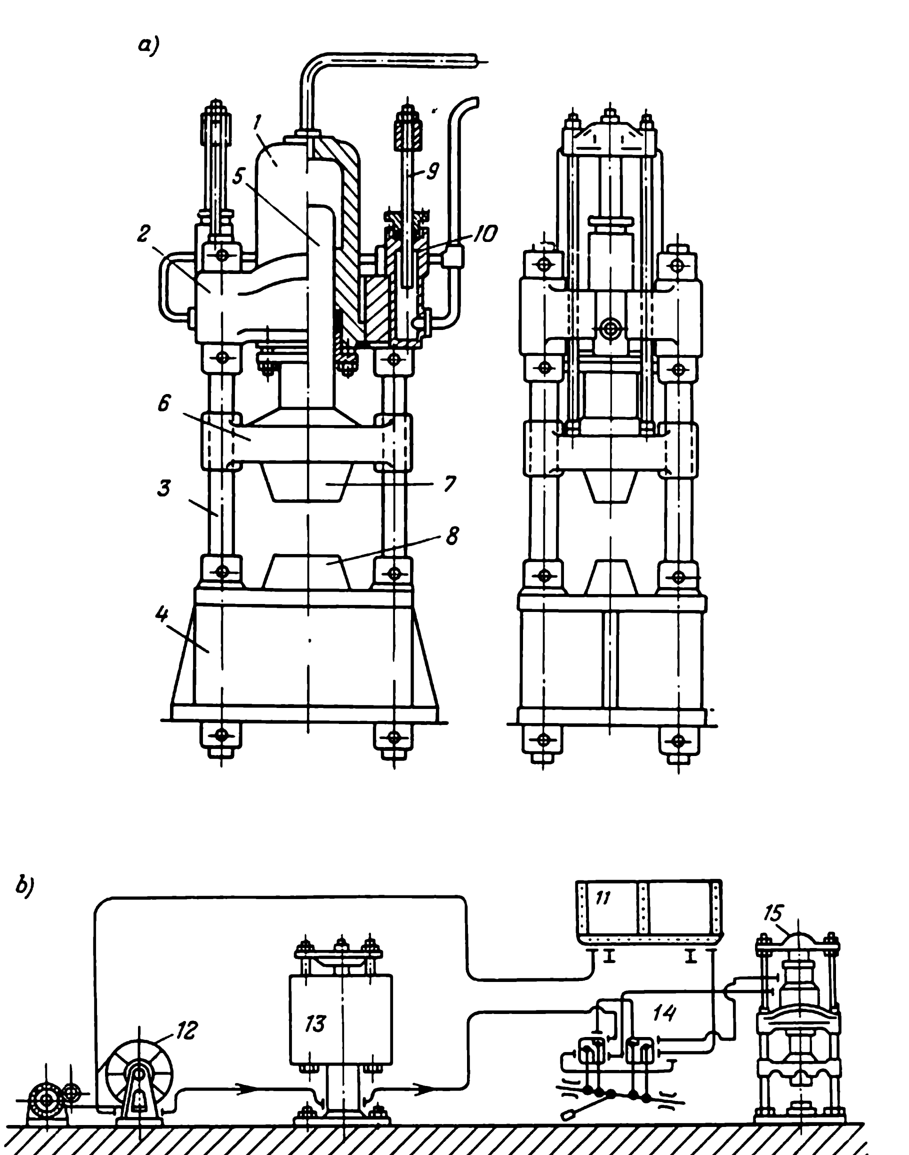


Fig. 122. Presse hydraulique
a — schéma de l'organisation; b — schéma de l'installation

l'extrémité supérieure de celle-ci est fixée au piston *6* du cylindre de travail.

L'enclume fixe *7* est montée sur le bloc inférieur d'acier *8*, et ce dernier, sur chabotte *9*.

Les marteaux-pilons de ce type peuvent travailler en cycle automatique ou porter des coups isolés. En outre, quand la nécessité se présente, on peut serrer avec la frappe l'ébauche contre l'enclume. La masse tombante du marteau peut être aussi bloquée en état suspendu.

Le poids de la masse tombante des marteaux de ce type varie de 0,5 à 5 t ; la pression de la vapeur ou de l'air, de 6 à 8 atm.

Les *presses hydrauliques* se présentent comme le montre la fig. 122.

Le cylindre de travail *1* est lié à la traverse fixe supérieure *2* rattachée par des colonnes *3* à la traverse fixe inférieure *4* placée sur une fondation. Un plongeur mobile *5* accouplé à la traverse mobile *6* se déplace à l'intérieur du cylindre de travail. La frappe supérieure *7* et l'enclume *8* sont liées respectivement à la traverse mobile et à la traverse fixe inférieure.

Poussée par le plongeur principal *5* actionné par un liquide sous pression, la traverse mobile portant la frappe tombe en effectuant la course de travail. Le relevage de la traverse mobile est effectué par l'action de ce même liquide sur les plongeurs *9* des cylindres de relevage *10*.

Les mécanismes de commande de la presse sont concentrés dans le distributeur, qui comporte un levier et des soupapes de renversement.

Dans les presses on emploie comme liquides de travail de l'eau, certaines émulsions, de l'huile minérale sous pression de 300 atm. Du grand réservoir *11* le liquide de travail est d'abord refoulé vers la pompe *12*, puis à l'aide de l'accumulateur *13* et du dispositif de distribution *14* vers la presse *15*. L'emploi d'un accumulateur liquide permet d'utiliser des pompes d'un débit inférieur et d'assurer l'alimentation simultanée de plusieurs presses en quantités plus grandes de liquide que le débitage assuré par des pompes.

Les presses hydrauliques peuvent développer sur la frappe des efforts de 300 à 15 000 t.

§ 2. Matriçage à chaud

On distingue le matriçage volumétrique ou à plat des métaux à chaud et à froid.

Lors du *matriçage volumétrique* l'écoulement du métal est limité par les contours de la gravure des matrices. Le métal employé pour le matriçage est le plus souvent échauffé, et c'est pourquoi ce procédé est appelé *matriçage à chaud*.

L'étampe pour le matriçage à chaud est composée généralement de deux matrices qui, une fois rassemblées, forment une ou plusieurs cavités portant le nom de *gravures*.

L'estampage (ou le matriçage) volumétrique du métal permet de fabriquer des pièces d'acier ou de métaux non ferreux ayant les formes les plus variées. Ce procédé est utilisé le plus souvent dans la production en série ou en grande série des pièces d'un poids allant jusqu'à 350 kg.

Gamme d'opérations de l'estampage à chaud. Pour l'estampage à chaud on utilise comme matériaux de départ les profilés ronds, carrés, rectangulaires, etc., certains profilés à bulbe et d'autres ébauches.

L'estampage à chaud peut être exécuté dans des outils ouverts ou fermés. Dans le premier cas on obtient une pièce avec une bavure qui se forme sur le plan de joint, et c'est alors l'estampage proprement dit. Lors de l'estampage, la gravure des matrices est complètement remplie par le métal, car le volume de l'ébauche est choisi plus grand que celui de la gravure. Le deuxième cas ne prévoit pas la formation de la bavure ; le remplissage de la gravure s'effectue de manière à éviter l'écoulement du métal à l'extérieur de l'outil. C'est le procédé de matriçage. Le volume de l'ébauche doit correspondre strictement au volume des gravures.

Ces deux procédés peuvent être réalisés avec des matrices à gravures uniques ou multiples. Une matrice à gravure unique est employée pour la fabrication des pièces de simple configuration ; la forme et les cotes de la gravure doivent correspondre à celles de la pièce finie chaude. Les pièces tourmentées sont fabriquées dans des matrices à gravures multiples, où le métal remplit d'abord les gravures préparatoires, puis celles d'estampage. Les gravures préparatoires et de finition sont réparties dans un ou plusieurs outils séparés (estampage composé). Actuellement le procédé le plus répandu est l'estampage à bavure, malgré les chutes assez grandes de métal.

L'estampage des ébauches réchauffées à la température nécessaire peut être exécuté sur des marteaux-pilons, sur des presses à bielle-manivelle, sur des presses hydrauliques et à friction, sur des machines à forger horizontales et spéciales.

Forgeage aux marteaux-pilons. Le procédé le plus perfectionné est l'estampage dans une matrice à une ou deux gravures avec laminage ou profilage à bulbe préliminaire des ébauches. Toutefois on utilise encore dans l'industrie métallurgique des marteaux pour l'estampage aux outils à gravures multiples.

La fig. 123 représente le schéma de l'estampage d'une pièce simple avec formation de bavure à partir d'une ébauche cylindrique dans des matrices à gravure unique. L'outil fixé au marteau *1* est constitué par deux matrices. La matrice supérieure est fixée au coulisseau *2* alors que la matrice inférieure est fixée au porte-matrice *3*, placé sur la chabotte du marteau *4* et rattaché par des fixations *5* et des

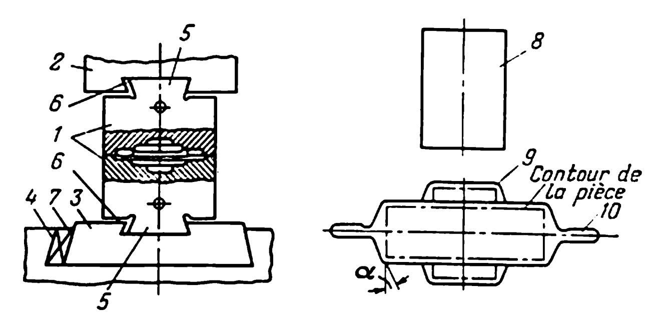


Fig. 123. Schéma de l'estampage avec formation de bavures

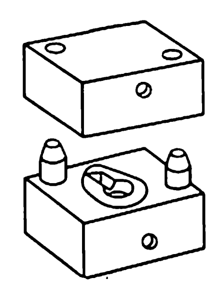


Fig. 124. Croquis des matrices volantes

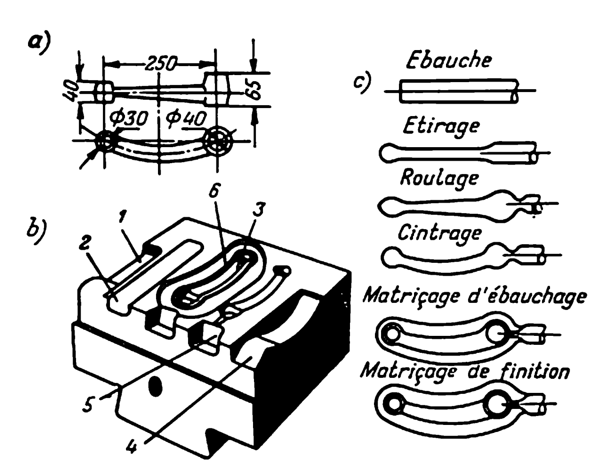


Fig. 125. Matrice à gravures multiples
a — pièce; b — matrice inférieure; c — passes d'estampage

coins *6* et *7*. La gravure est pratiquée dans la matrice supérieure et inférieure.

Les surfaces latérales des gravures reçoivent des dépouilles ($\alpha = 3 \div 15°$) pour faciliter l'extraction des pièces.

Avant son estampage, l'ébauche *8*, préalablement échauffée, est placée sur la matrice inférieure. Ensuite, en portant des coups à l'aide de la matrice supérieure, on contraint le métal à remplir la gravure et à former la pièce *9*.

La partie de la cavité de la matrice la plus difficile à remplir est celle qui forme les angles. Quand la distance entre les deux matrices est suffisamment petite, la bavure *10* ferme la sortie de la gravure, et le métal est forcé de combler les angles. Par la suite la bavure est chutée à l'outil d'ébavurage.

Parfois, pour travailler au marteau des pièces simples, on utilise des matrices volantes qui ne sont pas fixées au marteau (fig. 124) ; l'estampage est exécuté par des coups de frappe portés sur la matrice supérieure. Pour la positionner judicieusement par rapport à la matrice inférieure, on utilise des broches de guidage.

La fig. 125 représente une matrice à gravures multiples et les séquences des opérations de la fabrication d'une bielle.

L'ébauche échauffée est placée d'abord sur la gravure d'étirage *1* ; sous les coups du marteau elle s'allonge et sa section diminue. Ensuite dans la forme de roulage *2* les coups portés assurent la redistribution du métal ; la section de l'ébauche augmente dans une partie de la pièce et diminue dans d'autres. Avant d'être placée dans la gravure de finition *3*, l'ébauche subit le cintrage dans la gravure *4* et le dégrossissage dans la gravure *5*. La gravure de dégrossissage qui assure le formage préliminaire de l'ébauche, réduit l'usure de la gravure de finition. Cette dernière donne à la pièce le formage définitif. Elle est la seule à comporter un logement de bavure *6*.

L'estampage dans les gravures de dégrossissage et de finition est réalisé en portant à la pièce un (rarement) ou quelques coups de marteaux.

Dans les travaux d'estampage on emploie surtout des marteaux-pilons actionnés par l'air comprimé ou par la vapeur à masse tombante de 0,5 à 30 t ; l'utilisation dans ce but des marteaux à friction à masse tombante de 0,5 à 2 t ne s'est pas répandue.

Les *marteaux-pilons d'estampage* actionnés par l'air comprimé ou la vapeur se distinguent des marteaux-pilons de forgeage sans outillage spécial par des glissières plus longues du coulisseau. D'autre part, leur chabotte est plus lourde et leur bâti plus rigide, ce qui assure une précision élevée d'estampage.

Estampage à la presse. Ces dernières années, on utilise de plus en plus les *maxipresses* pour la fabrication des pièces de forge.

La déformation du métal lors de son estampage sur des presses se distingue sensiblement de celle obtenue lorsque l'on soumet ce

même métal à un martelage sur des marteaux-pilons. Les coups de marteau ne déforment que les couches superficielles de la pièce, et cette déformation se propage faiblement à l'intérieur. Au contraire, dans une presse, la charge appliquée à la pièce augmente progressivement et se répartit à l'intérieur dans toute la masse du métal. Lors de l'étude des outils d'estampage pour presses l'on tiendra compte de cette dernière circonstance.

Les outils employés sur les maxipresses sont construits de façon à assurer le formage des pièces en plusieurs passes dans des gravures d'ébauchage. Mais le nombre de ces gravures doit être réduit au strict minimum. Il est très avantageux d'employer à cet effet des ébauches de forme, comme, par exemple, les profilés à bulbe.

Avant l'estampage aux maxipresses, l'ébauche échauffée est soumise à un décalaminage pour éviter l'incrustation indésirable de la calamine dans la pièce au cours de l'opération. Pour assurer le décalaminage, certaines usines recourent au procédé hydraulique qui consiste à échauffer l'ébauche, puis à la placer sous un jet d'eau à pression élevée (jusqu'à 100 atm). Le jet d'eau refroidit la calamine en la brisant en petits morceaux, et l'arrache de la surface du métal.

Pour l'estampage des pièces dans des presses on peut utiliser des outils ouverts, en obtenant des pièces avec des bavures sur la surface de joint, ou des outils fermés, sans bavures sur les pièces. On peut utiliser également le procédé d'extrusion.

La fig. 126 représente l'estampage aux maxipresses d'un pignon dans un outil ouvert. La fabrication du pignon est effectuée à l'aide d'un outil (fig. 126,*a*) composé de deux matrices amovibles *1* et *2*. Les matrices amovibles sont fixées à demeure aux semelles *3* et *4* à l'aide des plaques de blocage *5* et des boulons *6*. Le positionnement exact de la matrice supérieure par rapport à la matrice inférieure est assuré par les goujons de guidage *7* (leur nombre est varié, suivant le modèle utilisé). L'extraction des pièces à partir de la gravure est assurée par des extracteurs *8* et *9*.

L'estampage du pignon est exécuté de la façon suivante. Après le refoulement du métal dans la première gravure (fig. 126,*b*), on écrase le métal dans la deuxième (fig. 126,*c*) ; la gravure d'estampage assure le formage de la pièce avec bavure qui est ensuite chutée.

Le matriçage dans un outil fermé sans formation de bavure est représenté sur la fig. 127. L'ébauche réchauffée est refoulée dans la première gravure (fig. 127,*a*) ; la deuxième gravure permet d'assurer le formage de l'évidement (fig. 127,*b*) et la troisième (fermée), le formage définitif de la pièce (fig. 127,*c*).

La fig. 128 représente la vue d'ensemble d'une maxipresse pour l'estampage à chaud du métal et son schéma cinématique. La presse est actionnée par un moteur électrique *1* placé sur le bâti de la presse. Une courroie trapézoïdale assure la transmission du mouvement depuis la poulie *2* au volant *3* fixé sur l'arbre *4*. Le volant *3* est doté

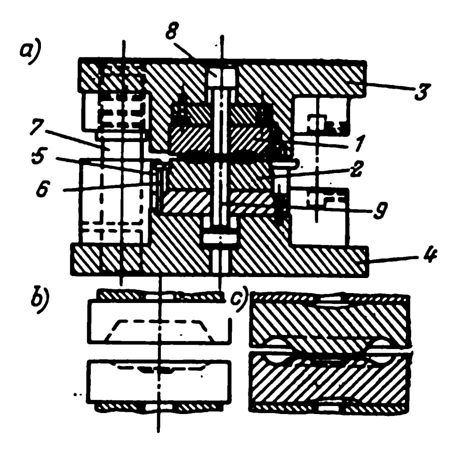


Fig. 126. Outil ouvert

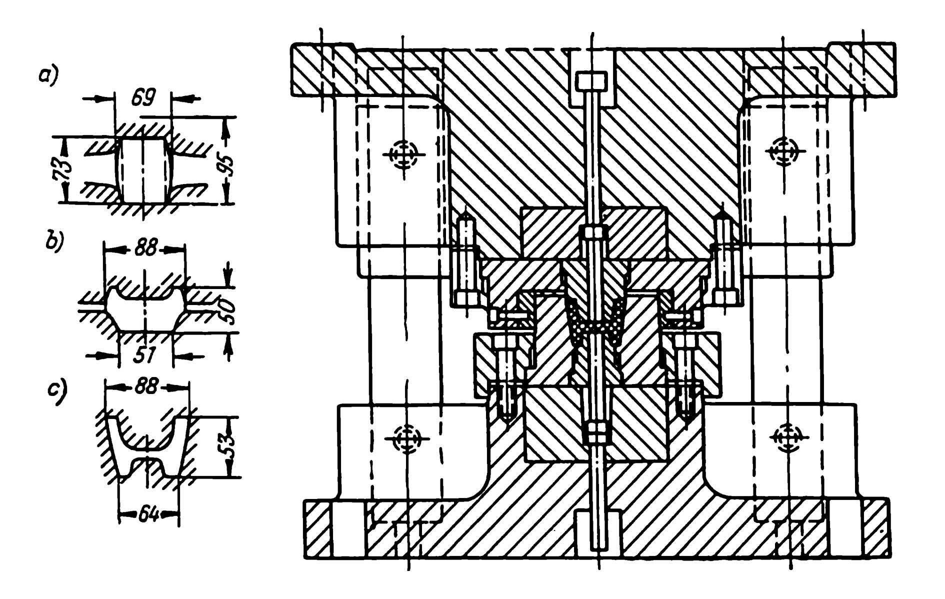


Fig. 127. Outil fermé

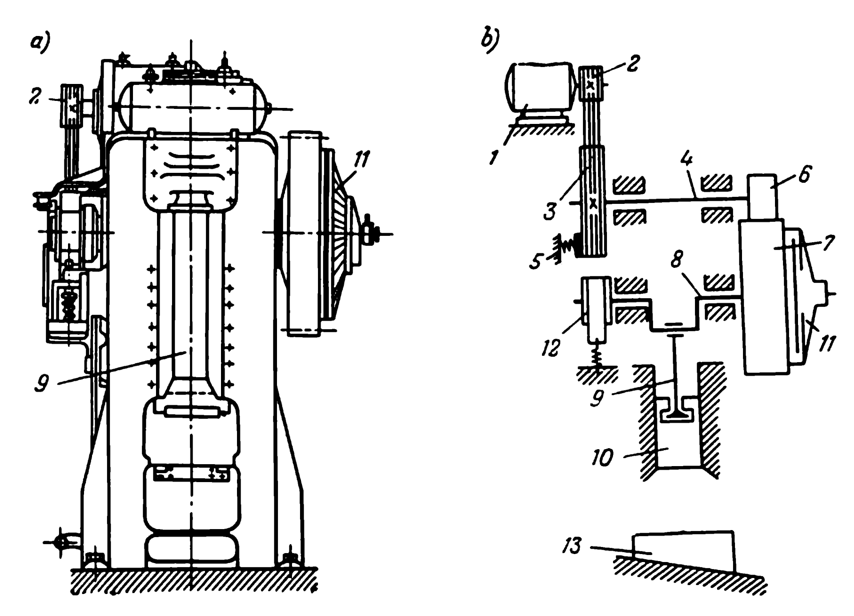


Fig. 128. Maxipresse pour l'estampage à chaud
a — vue d'ensemble; *b* — schéma cinématique

d'un dispositif de sécurité commandé par friction qui exclue l'éventualité d'une surcharge de l'arbre *4*. Pour arrêter le volant *3*, on a prévu un frein auxiliaire *5* qui est branché automatiquement après le débrayage du moteur électrique *1*. L'arbre *4* actionne le pignon de transmission 6 qui engrène avec le pignon *7* mettant en mouvement le vilebrequin *8*. Ce dernier déplace, à l'aide de la bielle *9*, le coulisseau *10*. L'embrayage du mécanisme bielle-manivelle est effectué par un manchon pneumatique *11* commandé par une pédale à pied. Le frein à bande *12* a pour tâche d'arrêter le mécanisme bielle-manivelle après le débrayage du manchon pneumatique. La matrice supérieure est fixée au coulisseau de la presse, alors que la matrice inférieure est fixée à la table dotée d'un dispositif à deux coins *13* pour le réglage de la hauteur d'estampage.

Les maxipresses sont caractérisées par une résistance et une rigidité du bâti très élevées ; elles peuvent fournir un effort nominal de 500 à 8000 t et effectuer de 35 à 90 courses par minute.

L'effort de la presse nécessaire pour assurer l'estampage d'une pièce peut être établi approximativement en multipliant par 1000 le poids de la masse tombante d'un marteau-pilon prévu pour l'estampage d'une piéce correspondante.

L'estampage à chaud ou certaines de ses opérations (cintrage, étirage, poinçonnage, etc.) peuvent être exécutés sur des presses hydrauliques ou à friction.

Les presses hydrauliques sont utilisées essentiellement pour l'estampage des pièces lourdes de 100 à 350 kg et plus. Ces derniers temps on procède au formage à la presse hydraulique des pièces par parties (estampage par sections).

Les presses à friction sont employées d'habitude pour la fabrication de petites pièces.

Forgeage à la presse horizontale. La machine horizontale à forger est très commode pour la fabrication des pièces en forme de bague ou de tige, comportant toutes sortes de têtes et d'épaississements, comme les boulons, les écrous, les rondelles, etc.

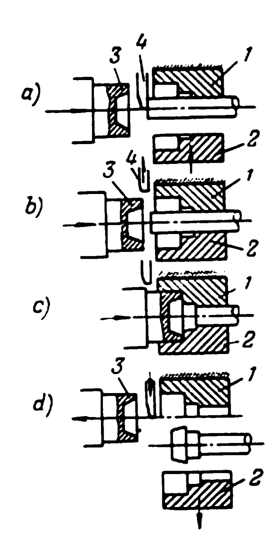


Fig. 129. Schéma du fonctionnement d'une machine à forger horizontale

La gamme d'opérations typique pour les machines horizontales à forger est celle de l'estampage à gravures multiples d'une ébauche en forme de rondin dans un outil fermé qui comporte un poinçon et des matrices amovibles.

La fig. 129 représente le schéma de la fabrication d'une pièce sur une machine horizontale à forger. L'extrémité réchauffée du rondin est poussée dans la matrice fixe *1* jusqu'à la butée *4*. A ce moment, le poinçon *3* se trouve dans la position extrême gauche (fig. 129, *a*). La matrice mobile *2* serre le rondin tout en formant une cavité pour assurer la déformation de la partie en saillie du rondin ; la butée *4* change automatiquement de position (fig. 129,*b*). Le poinçon donne à l'extrémité du rondin la forme d'une pièce finie (fig. 129,*c*), après quoi la matrice mobile et le poinçon reprennent leur position initiale (fig. 129,*d*), alors que le rondin avec la pièce sont placés dans la gravure suivante où s'effectue le tranchage.

Les outils des machines horizontales à forger sont fabriqués avec un nombre correspondant de gravures et de poinçons. Pendant l'estampage, le flambage du rondin dans l'outil est absolument inadmissible, car cela peut aboutir à la formation de plis et d'une bavure unilatérale. La fig. 130 montre le jeu de poinçons et l'outil composé de deux matrices.

Au cas où l'on désire obtenir une pièce avec un épaississement au milieu, on utilise un outil formé de plusieurs gravures dont la section augmente progressivement.

La vue d'ensemble et le schéma cinématique de la machine horizontale à forger sont représentés sur la fig. 131. Le moteur électrique *1* actionne le volant *3* par l'intermédiaire d'une courroie trapézoïdale *2* ; l'arbre de renvoi *5* reçoit la rotation par l'intermédiaire

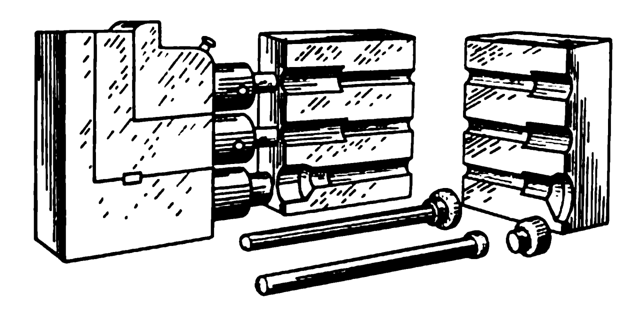


Fig. 130. Jeu de poinçons et de matrices d'une machine à forger horizontale

du manchon *4*. Les pignons *6* accouplent l'arbre au vilebrequin *7*, dont le maneton est relié par la bielle *9* au coulisseau guidé *8*. D'autre part, le vilebrequin est rattaché par deux excentriques *10* au coulisseau de serrage latéral *11* par l'intermédiaire d'une bielle et d'un système de leviers *12*.

L'outil est constitué par une matrice fixe à gravures multiples *13* fixée dans le bâti de la machine, une matrice mobile à gravures multiples *14* fixée dans le coulisseau de serrage latéral *11*, des poinçons *15* fixés dans le coulisseau guidé *8* et répartis selon les gravures de la matrice.

Le rondin réchauffé placé dans la première gravure de la matrice *13* est poussé jusqu'à la butée *16* rattachée à la molette *17*. Celle-ci repose sur le guide accouplé au coulisseau guidé *8*. Lors de la course de travail, la saillie du guide pousse la molette *17* en haut et fait pivoter l'axe de la butée en déplaçant de côté son extrémité de façon à laisser passer le poinçon *15*. Au même moment la matrice mobile *14* s'applique contre la matrice fixe *13* pour former la cannelure de formage de la pièce. La déformation de la pièce est assurée par le poinçon *15*.

La productivité des machines horizontales à forger est très élevée; elles peuvent fabriquer de 400 à 600 pièces par heure en fournissant un effort d'estampage de 100 à 3000 t.

L'effort d'estampage est établi approximativement d'après la formule

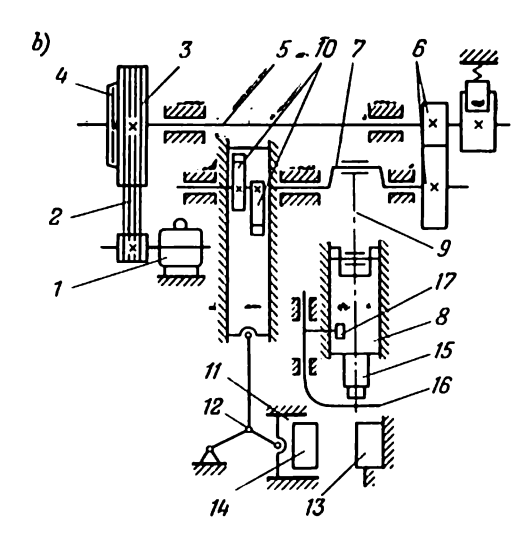
$$f = kRS \text{ kg}, \tag{80}$$

où k est le coefficient de correction égal en moyenne à 4 ;

R, la charge de rupture du métal à la température de la fin d'estampage, en kg/mm^2 ;

S, la surface de la projection de la pièce sur le plan perpendiculaire au sens du déplacement du poinçon, en mm^2.

Le diamètre des ébauches prévues pour l'estampage sur les machines horizontales à forger, varie de 25 à 300 mm.



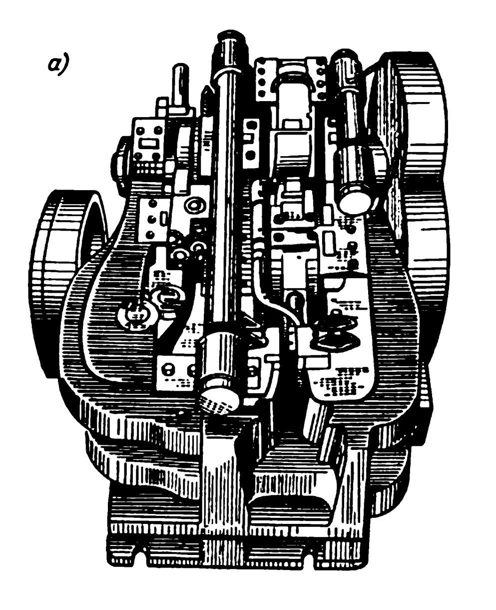


Fig. 131. Machine à forger horizontale
a — vue d'ensemble; *b* — schéma cinématique

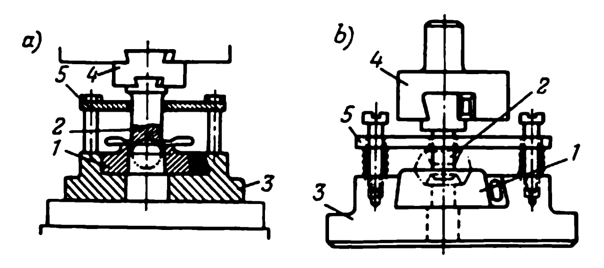


Fig. 132. Schémas des outils d'ébavurage
a — pour découpage des bavures; *b* — pour élimination des pellicules

Pour obtenir certaines pièces de forge de forme particulière et pour le corroyage préliminaire des pièces devant subir un estampage ultérieur on utilise des *laminoirs à forger.*

Finition des pièces après l'estampage volumétrique à chaud. Les bavures se formant sur les pièces au cours de leur estampage sur des marteaux-pilons ou des presses sont enlevées sur des presses à bielle-manivelle à l'aide d'une étampe d'ébavurage.

Si la pièce à fabriquer comporte des trous, la pellicule qui se forme sur leurs parois est éliminée en même temps que le chutage des bavures.

Les schémas des outils d'ébavurage et d'élimination des pellicules sont représentés sur la fig. 132. Dans les deux cas les étampes sont constituées par une matrice *1* et un poinçon *2*. La matrice comporte une arête de coupe pour l'ébavurage, alors que l'arête de coupe du poinçon assure l'élimination de la pellicule. Les autres parties de l'outil servent d'appuis à la pièce ou assurent son déplacement ; leur forme correspond à la configuration de la pièce aux endroits de son contact avec l'outil.

La matrice *1* est fixée par un coin à la semelle *3* placée sur la table de la presse ; le poinçon *2* est rattaché par l'intermédiaire du porte-poinçon *4* au coulisseau de la presse. Le dévêtisseur *5* sert à déloger les bavures du poinçon (ou la pièce au cas où celle-ci a été percée par le poinçon).

L'ébavurage peut être exécuté à chaud comme à froid. L'ébavurage à chaud est exécuté directement après l'estampage à l'aide d'une presse d'ébavurage incorporée dans le groupe d'estampage. Les bavures qui restent après l'ébavurage sont éliminées à l'aide d'une meule d'affûtage.

Après l'ébavurage, les pièces subissent un traitement thermique, un planage dans des outils spéciaux au marteau ou à la presse, et un décalaminage (dans des tonneaux rotatifs, par des sabliers ou par des appareils à grenailler, ou encore par décapage acide).

Pour corriger les dimensions des pièces ou certaines de leurs parties après l'estampage, ainsi que pour assurer un bon état de surface, on recourt au calibrage et au repoussage.

§ 3. Estampage à froid

Parfois on recourt à l'estampage à froid d'un certain volume du métal. Le plus souvent, l'estampage à froid comprend la mise à l'épaisseur, le calibrage, le formage et certaines autres opérations spécifiques.

On emploie la *mise à l'épaisseur* (fig.133,*a*) pour donner aux pièces des cotes précises, assurer le planage et améliorer l'état des surfaces.

Le *calibrage* (fig. 133,*b*) est destiné à assurer une cotation précise de la pièce sur tout son volume ou de certains de ses secteurs. Il est d'usage de réaliser cette opération dans des outils ouverts avec formation d'une bavure chutée par la suite. Le *formage* est exécuté dans des outils ouverts ou fermés ; la fig. 133,*c* représente le formage dans un outil ouvert, lorsqu'une partie du métal passe dans la bavure ; la fig. 133,*d* montre le formage dans un outil fermé, lorsque le volume initial de l'ébauche est égal ou un peu plus grand que celui de la pièce finie, l'écoulement du métal étant limité par les surfaces du poinçon et de la matrice.

Les pièces à calibrer et à former sont travaillées sur les *presses à repousser à genouillère*. La vue d'ensemble et le schéma cinématique d'une presse de ce type sont représentés sur la fig. 134. Le vilebrequin *1* actionné depuis le moteur électrique par l'intermédiaire d'une bielle *2* et des leviers *3* agit sur le coulisseau *4* qui porte la matrice supérieure. Malgré un petit moment moteur sur l'arbre de commande, ce schéma permet de développer vers la fin de la course du coulisseau un effort nominal puissant, qui varie de 100 à 8 000 t et plus.

Parmi les procédés de fabrication à froid il y a aussi l'extrusion (compression) et le refoulement.

L'extrusion est réalisée sur des presses à genouillère ou spéciales.

Le *refoulement à froid* du métal est largement employé dans la production en grande série de petites pièces comme les écrous, rivets, clous, etc., employés dans la construction mécanique, la construction des ponts, le bâtiment et autres branches de l'économie nationale. Dans la fabrication de ces pièces on emploie comme matériau de départ du fil ou des rondins calibrés d'acier au carbone, de métaux non ferreux ou de leurs alliages d'un diamètre de 0,6 à 40 mm.

La fig.135 représente le schéma du refoulement à froid. Un fil ou un rondin métallique est refoulé par la matrice *1* jusqu'à la butée *2*, puis la matrice se déplace dans une nouvelle position en découpant l'ébauche. Pendant le formage de la tête, la matrice est bloquée par le poinçon *3*.

Le refoulement à froid des pièces en une ou plusieurs opérations est réalisé le plus souvent sur des machines automatiques assurant l'amenée, le découpage et l'éjection automatiques des ébauches. Le rendement de ces machines varie de 20 à 250 pièces par minute.

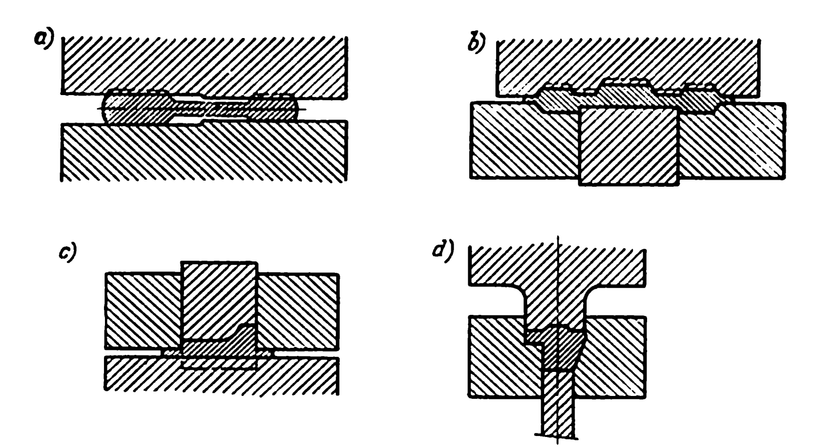


Fig. 133. Opérations de l'estampage à froid

Fig. 134. Presse à repousser à genouillère

a — vue d'ensemble; b — schéma cinématique

§ 4. Estampage des tôles

En général, les tôles sont embouties à froid. C'est un des procédés les plus répandus pour la fabrication des pièces à parois minces ayant une configuration compliquée.

Etant donné que ce procédé permet d'éviter l'échauffement du métal, on obtient des pièces à tolérances très faibles et avec une bonne qualité de surface. Dans la plupart des cas, les pièces embouties n'exigent pas de traitements ultérieurs, et peuvent être utilisées directement pour le montage. Toutefois, l'emboutissage ne permet pas une déformation importante des pièces, ce qui s'explique par la résistance élevée du métal et l'écrouissage.

Le matériau de départ pour l'emboutissage des tôles est une bande de quelques centièmes à 5-6 mm d'épaisseur. Les ébauches ou flans d'une épaisseur supérieure à 5-6 mm sont emboutis le plus souvent à chaud.

L'emboutissage des tôles est exécuté en une ou plusieurs opérations consécutives qu'on peut classer en deux groupes, celles de la séparation et celles de la modification de la forme.

Les *opérations de séparation* comprennent le tranchage, le découpage et les autres opérations pour la séparation du métal de la bande.

Le cisaillage ne permet pas d'obtenir tout contour voulu et les bords découpés des pièces sont d'une qualité inférieure à celle que l'on peut obtenir par tranchage dans des estampes. C'est pourquoi le découpage des flans est exécuté le plus souvent dans des outils de découpage.

Après cette opération, les parties restantes de la bande vont au rebut. Pour réduire les rebuts et élever le taux des pièces finies, on augmente le nombre de rangées des flans qu'on incline sur la bande

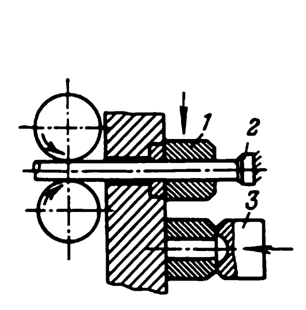


Fig. 135. Schéma du refoulement à froid

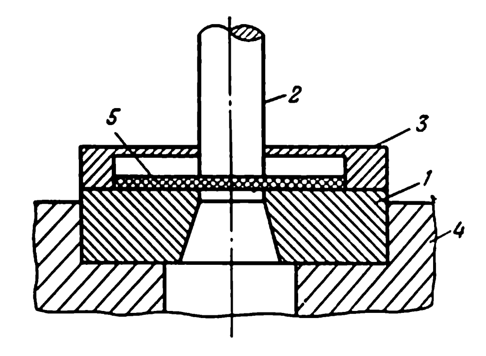


Fig. 136. Schéma de l'outil à découper
1 — matrice; 2 — poinçon; 3 — dévêtisseur; 4 — porte-matrice (semelle); 5 — flan

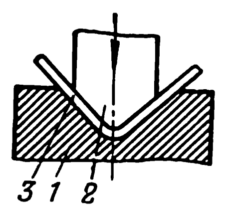


Fig. 137. Outil pour pliage des tôles

1 — matrice; 2 — poinçon; 3 — flan

ou qu'on répartit en quinconce. Il est courant que les produits finis constituent au moins 70 à 80 % du matériau de départ employé dans l'opération de séparation.

L'outil à découper (fig. 136) comporte une matrice et un poinçon ainsi que des pièces auxiliaires qui assurent le positionnement de l'ébauche, du dévêtisseur, etc.

La *modification de la forme* comprend le pliage, l'emboutissage et certaines autres opérations. Lors du pliage (fig. 137), on plie une ou plusieurs parties du flan par rapport aux autres.

L'emboutissage est l'opération la plus compliquée de l'estampage des tôles à froid. Au cours de cette opération le flan est transformé en un corps creux. L'opération est exécutée avec un outil d'emboutissage (fig. 138,*a*). L'arrondissement *R* aménagé sur l'arête de travail de la matrice *1* permet d'assurer la transformation progressive d'un flan circulaire en un godet. Lorsque le poinçon *2* agit sur le flan, la partie plate de ce dernier peut former des plis indésirables. Pour éliminer cette éventualité, on a prévu un serre-flan *3*.

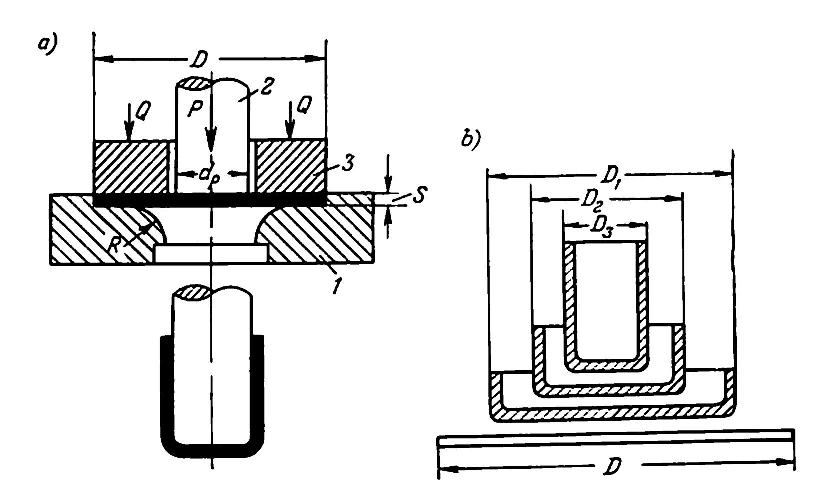


Fig. 138. Outil d'emboutissage des tôles

En une passe l'emboutissage permet d'obtenir un godet d'un diamètre de 1,8 à 2 fois inférieur à celui du flan initial ; si la déformation est plus grande, l'effort d'emboutissage augmente à tel point que le métal peut se rompre (arrachement du fond du godet). Une diminution plus poussée du diamètre du godet est assurée par des opérations ultérieures (fig. 138,*b*).

Lors de l'emboutissage, l'épaisseur du métal reste pratiquement la même, à l'exception des grandes déformations. Dans ce cas le fond peut s'amincir jusqu'à ce qu'il forme de 20 à 30 % de l'épaisseur de l'ébauche. Le jeu entre le poinçon et la matrice doit être en moyenne de 10 % supérieur à l'épaisseur de la tôle.

L'emboutissage peut prévoir l'amincissement des parois du flan; dans ce cas, le jeu entre le poinçon et la matrice doit être inférieur à l'épaisseur de la tôle.

Les outils employés pour l'emboutissage sont très variés. La construction d'un outil simple pour le formage d'un godet peut être comprise d'après le schéma représenté sur la fig. 138,*a*.

Il existe également un groupe important d'outils spéciaux pour l'expansion de l'ébauche de l'intérieur à l'aide de liquides, de caoutchouc, de corps pulvérulents, de l'air comprimé, ainsi que par le procédé de l'explosion.

L'estampage à l'aide du caoutchouc consiste à placer la tôle *1* (fig. 139) sur le modèle *2* d'une forme correspondante, et de la serrer d'en haut par une feuille de caoutchouc *3* pour obtenir la réplique du modèle. L'avantage de ce procédé est son prix réduit, car on peut placer simultanément sous la presse un grand nombre de modèles et effectuer leur estampage en une seule passe. Si le modèle a un trou dont le bord forme une arête vive, cette dernière assure le perçage ou le découpage.

Les machines employées pour l'emboutissage des pièces sont des presses de diverses constructions actionnées par bielle-manivelle dont les plus répandues sont les presses à un et à deux jambages.

La vue d'ensemble et le schéma cinématique d'une presse à deux jambages à bielle-manivelle sont représentés sur la fig. 140. La commande comporte un moteur électrique *1* avec une courroie transmettant le mouvement au volant *2* qui tourne fou sur l'arbre-manivelle *3*. L'arbre-manivelle, qui reçoit la rotation depuis le volant par l'intermédiaire du manchon *4*, est accouplé au coulisseau de la presse *5* à l'aide de la bielle *6*. Le frein *7* assure l'arrêt rapide de la bielle-manivelle après le débrayage de l'arbre-manivelle et du volant. La commande de la presse est embrayée ou débrayée avec le manchon *4* actionné par la pédale *8*.

En Union Soviétique, on s'efforce d'automatiser le plus possible l'estampage à froid des tôles. Pour la fabrication des pièces en très grande série on emploie à une très vaste échelle des presses combinées à opérations multiples permettant d'effectuer simultanément le découpage, l'étirage, le pliage, le repoussage, etc.

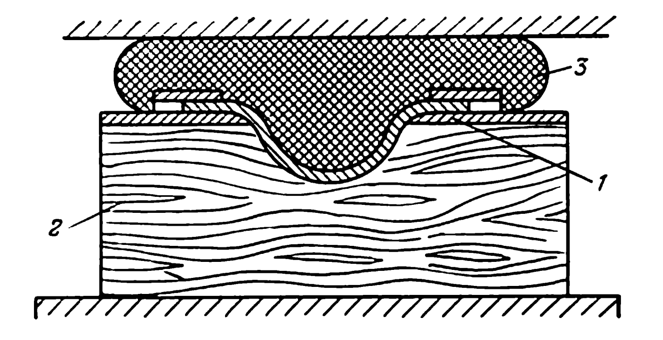
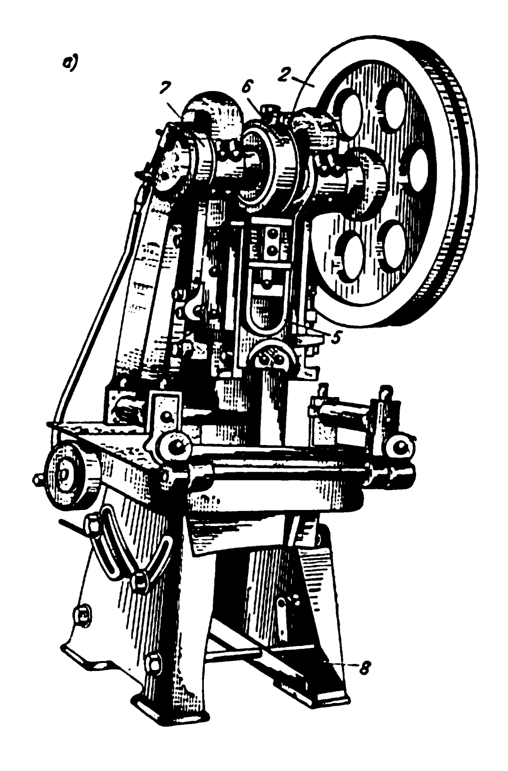


Fig. 139. Emboutissage au caoutchouc



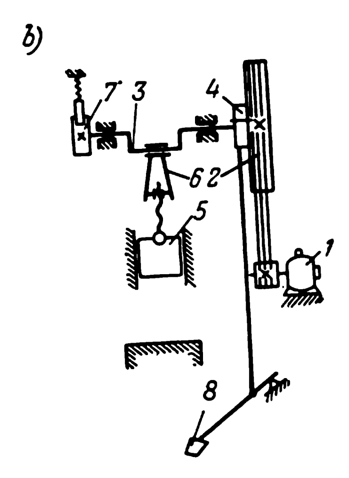


Fig. 140. Presse à bielle-manivelle à deux jambages
a — vue d'ensemble; b — schéma cinématique

L'*estampage des tôles à chaud* est employé pour la fabrication de grosses pièces de forge : des chaudières, des citernes, des coques pour les navires, etc. L'épaisseur des tôles est supérieure à 5-6 mm, et elles sont le plus souvent découpées par oxycoupage. Pour les échauffer on utilise des fours à chambre. L'exécution des opérations est assurée par des presses à forger hydrauliques ou des presses à friction à vis ; parfois on recourt à des presses à genouillère pour l'estampage des tôles.

§ 5. Travail du titane

Le titane et ses alliages sont travaillés par corroyage à la température de 850 à 1 000°. Il a été établi que si le titane est travaillé à des températures inférieures à 750°, sa dureté s'élève, ainsi que sa fragilité.

Pour l'estampage, les ébauches de titane doivent être recuites. Le décalaminage doit être effectué entre le forgeage de dégrossissage et les opérations de finition. Après l'estampage et le refroidissement à l'air, les pièces doivent être soumises au recuit pendant une heure à la température de 300°. La température du laminage est de 100° inférieure à celle de l'estampage. Après le laminage les pièces sont soumises au recuit pendant une demi-heure à une température d'environ 700°. Le titane technique est employé pour la fabrication des tôles d'une largeur jusqu'à 1220 mm et d'une épaisseur de 0,3 mm ainsi que des feuilles très fines.

Le travail du titane par compression doit être effectué à une température de 950 à 1000°. En outre, on doit prendre les mesures nécessaires pour que le titane n'entre pas en contact avec la matrice afin de prévenir l'adhérence et l'entaillement du métal. Pour éviter ces inconvénients, on emploie plusieurs procédés et les plus simples sont l'oxydation superficielle du lingot ou le graissage au verre liquide et au sulfure de molybdène.

Le titane technique peut subir un emboutissage profond à froid avec des recuits intermédiaires à la température de 700-750° pendant 5-10 minutes. L'emboutissage à chaud du titane est exécuté en une opération.

Le travail à froid à la presse s'effectue en deux opérations avec un recuit intermédiaire à 600° pendant 15 minutes. Les meilleurs résultats ont été obtenus lorsque le titane était travaillé dans l'intervalle de température de 450 à 550° et lorsque les outils étaient chauffés à 100 ou 150°.

Le tréfilage des fils et des tubes est rendu plus difficile à cause des difficultés conditionnées par l'adhérence et l'entaillement du métal. Pour les surmonter on crée à la surface du métal une pellicule d'oxydes qui préserve le métal du contact avec la matrice.

SIXIÈME PARTIE

SOUDAGE, OXYCOUPAGE ET BRASAGE DES MÉTAUX

CHAPITRE XXII

CLASSIFICATION ET CARACTÉRISTIQUE DES PRINCIPAUX PROCÉDÉS DE SOUDAGE

§ 1. Procédés de soudage

Le *soudage* est une opération qui consiste à souder deux pièces métalliques pour les rendre solidaires l'une à l'autre en les rapprochant et en réchauffant l'endroit de leur contact jusqu'à la fusion ou jusqu'à l'état plastique. Alors, la zone du soudage est le siège de l'interpénétration des atomes des deux métaux et de la formation après refroidissement d'un assemblage rigide.

Le soudage des métaux est largement employé dans les branches les plus diverses de l'industrie et du bâtiment. Les charpentes métalliques des édifices industriels (ossatures des bâtiments industriels, des ponts, etc.), les ouvrages tôlés (réservoirs métalliques, conduites, etc.), les armatures des constructions en béton armé sont fabriquées surtout par le procédé de soudage.

L'utilisation du soudage est conditionnée par les avantages techniques et économiques qu'il présente quand on le compare à d'autres procédés d'assemblage des pièces métalliques comme le rivetage, le moulage, etc.

Il existe plusieurs procédés de soudage caractérisés par la source d'énergie choisie pour l'échauffement et par l'état du métal à l'endroit du soudage.

La classification des procédés de soudage essentiels est donnée sur la fig. 141.

Le soudage par fusion consiste à concentrer l'échauffement pour fondre à l'endroit du soudage une baguette de métal que l'on appelle métal d'apport.

Suivant le procédé utillisé pour amener le métal d'apport, on distingue le soudage manuel, semi-automatique et automatique.

Le soudage par pression consiste à amener les métaux à assembler à l'état plastique par chauffage, puis à les réunir par pression ou par choc, sans métal d'apport.

Le soudage par pression est utilisé pour les métaux susceptibles d'être amenés à l'état plastique sous l'effet du chauffage ou sous l'action des efforts extérieurs. L'expérience a montré que les métaux ayant une conductibilité thermique élevée se prêtent mieux au soudage par pression, car ils évacuent mieux la chaleur depuis la zone de soudage et ne concentrent pas de chaleur dans de petits secteurs (ce dernier phénomène peut produire des tensions internes importantes dans le métal).

La qualité des assemblages obtenus par le soudage par pression dépend pour beaucoup de l'effort du refoulement et de la température de l'échauffement du métal au moment du soudage. Plus la température de l'échauffement du métal est élevée, plus la pression spécifique de soudage doit être basse.

Le grattage ou le décapage des surfaces à assembler est un facteur très important permettant d'obtenir des soudures de qualité lors du soudage par pression.

Soudures. Les assemblages peuvent être soudés bout à bout, à recouvrement, en angle et à T (fig. 142).

Les assemblages *bout à bout* sont formés par le soudage des faces. Suivant l'épaisseur du métal à souder on procède ou non au chanfreinage ; si l'épaisseur du métal est inférieure à 3 mm, les bords sont rabattus (fig. 142,*a*), la hauteur du rabattement doit être égale à deux fois l'épaisseur du métal. Pour une épaisseur de 3 à 8 mm, on laisse les bords intacts (fig. 142,*b*, *c*). Le chanfreinage en V est prévu pour les tôles ou les pièces d'une épaisseur de 14 à 16 mm (fig. 142,*d*). Si l'épaisseur est supérieure à 16 mm, on recommande des chanfreins en X (fig. 142,*e*). Le métal d'une épaisseur supérieure à 20 mm doit être chanfreiné en U ; ce chanfrein peut être unilatéral ou bilatéral (fig. 142, *f*, *g*).

Les assemblages *à recouvrement* sont exécutés par des cordons d'angle; la grandeur du recouvrement est prise égale à trois-cinq épaisseurs des éléments à souder (fig. 142,*h*). Les assemblages à entailles et de rivetage électrique sont des variantes des assemblages à recouvrement.

Les assemblages *en angle* sont exécutés sans ou avec chanfreinage (fig. 142, *i*, *j*, *k*).

- Soudage des métaux
  - Par fusion
    - Au gaz avec chalumeau
    - A l'arc électrique
      - Electrodes fusibles
        - Manuel avec électrode métallique
        - Automatique sous flux
        - En atmosphère neutre
      - Electrodes réfractaires
        - Electrode de charbon
        - A l'hydrogène atomique
        - En atmosphère neutre à l'électrode de tungstène
    - Aluminothermie
  - Par pression
    - A la forge
    - Aluminothermie
    - Par résistance
      - Par points
        - Par points multiples unilatéral
        - Par points bilatéral
      - A la molette
      - En bout
        - Par résistance pure
        - Par étincelle
    - Au feu ou au gaz à l'eau
    - A froid

Fig. 141. Classification des procédés de soudage

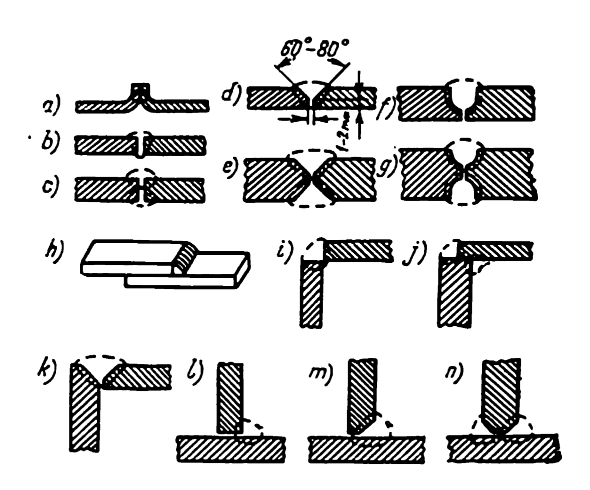


Fig. 142. Types de soudures

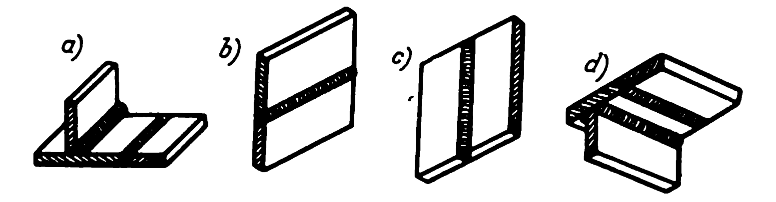


Fig. 143. Types de soudures suivant leur position dans l'espace
a — à plat; *b* — horizontale; *c* — montante; *d* — au plafond

Les assemblages *en T* sont exécutés par le soudage de l'élément d'une pièce à un autre élément sous un angle de 90° (fig. 142, *l*, *m*, *n*). Les constructions sollicitées par de faibles charges statiques sont soudées sans chanfreinage. Pour l'exécution des constructions importantes dont les éléments ont une épaisseur de 10 à 20 mm, on recourt au chanfreinage unilatéral ; quand l'épaisseur des éléments dépasse 20 mm, on pratique le chanfreinage bilatéral.

Suivant leur position dans l'espace, on distingue les soudures à plat, horizontales, montantes, au plafond (fig. 143, *a*-*d*).

Suivant la direction des efforts en action on distingue les soudures latérales *1*, frontales *2* et inclinées *3* (fig. 144).

§ 2. Métallurgie de la soudure

Tous les métaux sont loin de posséder une bonne *soudabilité*, c'est-à-dire l'aptitude de former de bons assemblages rigides (soudés) avec des propriétés indiquées d'avance (cordons aux résistances requises, à la structure nécessaire, etc.).

La soudabilité des métaux et des alliages dépend surtout de leurs propriétés physiques et chimiques et du procédé de soudage choisi.

Les métaux capables de former l'un avec l'autre une série ininterrompue de solutions solides sont caractérisés par une soudabilité élevée. Les métaux se distinguant par une miscibilité limitée à l'état solide sont plus difficiles à souder. Le soudage par fusion des métaux non miscibles à l'état solide est impossible. Ces métaux sont soudés par chauffage jusqu'à l'état p lastique avec application d'un

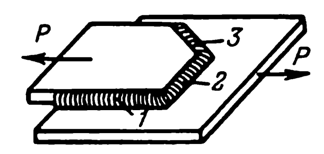


Fig. 144. Types de soudures suivant le sens des efforts en action

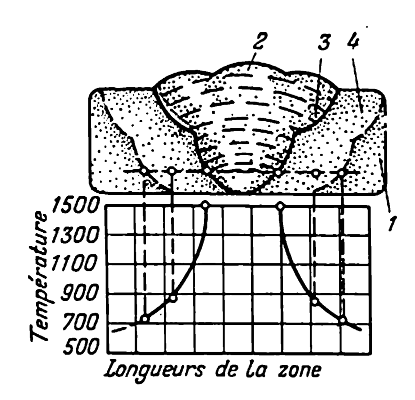


Fig. 145. Structure d'une soudure te répartition de la chaleur lors du soudage de l'acier

effort extérieur pour assurer le rapprochement de leurs particules. Pour le soudage des métaux non miscibles on utilise dans certains cas un procédé qui consiste à introduire un métal intermédiaire capable de se diffuser ou de se dissoudre dans les deux métaux.

Au moment de la solidification d'une soudure exécutée par fusion, les phénomènes métallurgiques acquièrent une importance capitale.

L'échauffement rapide jusqu'à la fusion du métal formant la soudure, le chauffage du métal de la zone de surchauffe, ainsi que leur refroidissement provoquent au sein du métal des transformations de structure.

Les conditions dans lesquelles se déroulent ces phénomènes déterminent les propriétés de l'ensemble de l'assemblage.

La structure, après la solidification d'une soudure en V et la courbe de la modification de la température du métal au cours du soudage de l'acier sont représentées schématiquement sur la fig. 145. La couche rechargée dans la zone *2* est formée par la mise à l'état liquide du métal d'apport et son brassage avec le métal de base *1* dans la zone de liaison *3* étroite qui porte aussi le nom zone de pénétration. Dans la zone de liaison, le métal de base passe à l'état liquide, ce qui assure une pénétration rapide du métal rechargé et la formation d'une soudure résistante.

Les inclusions et les impuretés diverses qui encrassent le métal rechargé (oxydes, inclusions de laitier) se répartissent lors de la solidification sur le contour des grains. Ce phénomène réduit la résistance et la plasticité du métal rechargé. Plus le métal rechargé est pur, plus les propriétés mécaniques de la soudure sont élevées.

En général, le métal rechargé a une structure dendritique ou basaltique, caractéristique pour un acier coulé. Si le métal rechargé ou une partie du métal de base adhérent sont surchauffés, les grains du métal de base acquièrent lors du refroidissement une forme aciculaire qui porte le nom de structure de Widmanstätten. Le métal surchauffé est caractérisé par une résistance plus faible et une fragilité élevée.

Toute soudure comporte une zone de surchauffe *4* qui se répartit dans la masse du métal de base. C'est la zone où l'échauffement et le refroidissement rapide du soudage provoquent une transformation de la structure du métal sans affecter sa composition chimique. Les dimensions de la zone de surchauffe dépendent du procédé de soudage

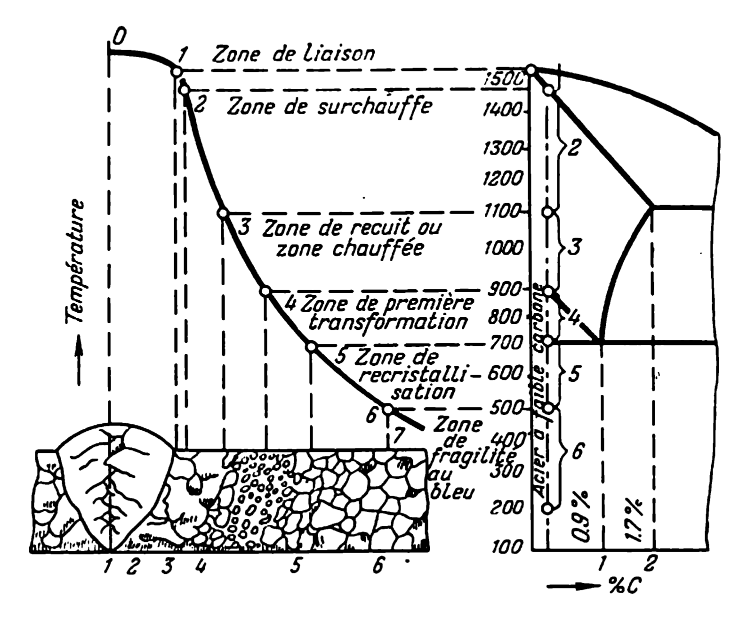


Fig. 146. Transformations de l'acier dans la zone réchauffée

et du métal à souder ; ainsi, par exemple, le soudage manuel de l'acier par des électrodes à enrobage mince et le soudage automatique de l'acier sous une couche de flux électroconducteur forment la plus petite zone de surchauffe (de 2 à 2,5 mm) ; pour le soudage avec des électrodes à enrobage épais, cette zone constitue de 4 à 10 mm ; lors du soudage au gaz, de 20 à 25 mm. Naturellement, ceci aboutit à la modification de la structure.

La structure de la soudure après solidification et la répartition de la température au cours du soudage d'un acier à faible carbone sont représentées sur la fig. 146. Comme on peut le constater d'après le dessin, le métal rechargé (secteur 0-1 de la courbe de la température) voisine avec la zone de liaison (secteur 1-2). Dans la zone de liaison on observe la transition de la structure du métal recharge à la structure du métal de base. Cette zone est le siège d'une fusion incomplète du métal qui formait, pendant un certain temps, un mélange des phases liquide et solide.

La zone de liaison voisine avec le secteur 2-3, où le métal est très réchauffé, ce qui conditionne le grossissement des grains et la formation d'une structure aciculaire (de Widmanstätten). C'est la partie de la soudure la plus fragile et, par conséquent, l'endroit le plus vulnérable de l'assemblage.

Dans le secteur 3-4 la température du métal est inférieure à 1100°. On assiste ici à la normalisation de l'acier accompagnée par la for-

mation d'une structure fine. Ceci s'explique par le fait que la température de la chauffe de courte durée n'est pas beaucoup plus élevée que celle du point de transformation A_{c_3}. Dans cette zone le métal possède des propriétés mécaniques plus élevées par rapport à celles du métal de base qui n'a pas subi l'action de l'échauffement.

La zone 4-5 est le siège de la première transformation qui est caractérisée par une recristallisation incomplète de l'acier du fait que sa température a été poussée jusqu'au niveau entre A_{c_1} et A_{c_3}. La formation de gros grains de ferrite est accompagnée ici de celle des grains fins de ferrite et de perlite.

Dans la zone 5-6 il ne se produit pas de transformation de structure du métal de base, si celui-ci n'a pas subi avant le soudage des déformations plastiques. Toutefois, si le métal a subi le corroyage avant le soudage, on observe dans cette zone une recristallisation qui rétablit la forme et les dimensions initiales des grains altérés et brisés par la déformation plastique.

Dans le secteur 6-7 qui s'appelle la zone de la fragilité au bleu, la structure du métal est la même que celle du métal de base.

Les transformations de structure qui se produisent dans la zone de surchauffe influent peu sur les propriétés mécaniques de l'acier à faible carbone, quel que soit le procédé de soudage. Mais pour certaines nuances des aciers de construction, la zone de surchauffe peut être le siège où se forment des structures de trempe qui réduisent sensiblement les propriétés plastiques des soudures et provoquent souvent la fissuration.

CHAPITRE XXIII

SOUDAGE À L'ARC ÉLECTRIQUE

§ 1. Propriétés de l'arc

Le procédé le plus répandu d'assemblage des pièces métalliques est le soudage à l'arc qui, comme son nom l'indique, utilise l'arc électrique comme source d'énergie.

L'arc électrique est un flux continu d'électrons qui se forme dans un milieu quelconque entre deux électrodes, et qui est accompagné d'un dégagement de chaleur et d'une émission de lumière.

Pour l'amorçage de l'arc la colonne d'air ou l'atmosphère de gaz entre les électrodes doivent être ionisées. L'ionisation exige une certaine quantité d'énergie qui est déterminée par la grandeur du potentiel d'ionisation nécessaire pour libérer les électrons des forces d'attraction les reliant aux noyaux des atomes.

Tous les gaz ont des potentiels d'ionisation différents. Plus le potentiel d'ionisation d'un gaz est petit, plus l'ionisation de ce gaz est facile et plus l'arc créé dans son atmosphère est stable, mais plus la température de cet arc est basse.

L'ionisation continue de la colonne d'air ou de gaz de l'arc est assurée par les électrons qui s'échappent de la surface de l'électrode négative (cathode). Ces électrons entrent en collision avec les molécules du gaz ou de la vapeur remplissant l'espace entre les électrodes, les dissocient pour en former des composants plus simples—les ions chargés positivement et les électrons. L'émission des électrons de la décharge d'arc s'effectue sous l'action de deux facteurs : 1) de la haute température (émission thermo-ionique); 2) de l'intensité de champ électrique (émission de champ).

Les ions chargés négativement (électrons) bombardent l'anode, alors que les ions chargés positivement se dirigent vers la cathode. Si la tension de l'arc est suffisante, le bombardement réciproque des ions transforme leur énergie cinétique en énergie thermique et lumineuse.

Au sein de l'arc le dégagement de l'énergie thermique et lumineuse s'effectue à un rythme irrégulier. La quantité de chaleur à l'anode constitue environ 43 % et à la cathode, 36 % de la quantité de chaleur globale. Les 21 % restants se dégagent au sein de la colonne de l'arc.

La température sur la cathode d'un arc formé par des électrodes de charbon est environ 3200°, sur l'anode, environ 3900°. Si les électrodes sont métalliques, les températures sur la cathode et l'anode seront égales respectivement à 2400° et à 2600°. Au centre de la colonne, la température atteint de 6000 à 7000° le long de l'axe.

De 60 à 70 % de la chaleur de l'arc sont utilisés pour l'échauffement et la fusion du métal ; les autres 40-30 % se dispersent dans l'espace environnant.

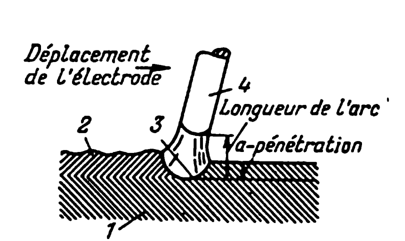


Fig. 147. Schéma de l'arc de soudage électrique

1 — métal de base; 2 — métal rechargé; 3 — cratère; 4 — électrode métallique

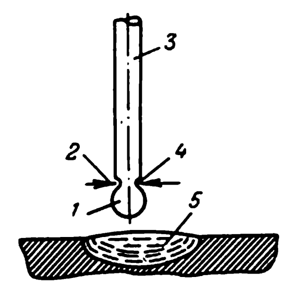


Fig. 148. Déformation d'une goutte de métal

1 — goutte; 2 — forces électromagnétiques qui contribuent à la formation du col; 3 — électrode métallique; 4 — col; 5 — bain de fusion

La fig. 147 représente le schéma d'un arc amorcé par le passage du courant entre une électrode métallique et le métal de base (corps de la pièce usinée). Comme on le voit, la décharge d'arc (flamme de soudage) a la forme d'une colonne qui s'évase vers la surface de la pièce ; à la base de la colonne et au sein de la pièce il se forme un cratère ou bain de fusion. Pour amorcer l'arc, il faut court-circuiter l'électrode sur la pièce sous tension. Par suite de la résistance ohmique élevée, l'extrémité de l'électrode et la zone de la pièce en contact avec elle s'échauffent. Cela facilite l'amorçage d'un arc qu'on établit en retirant l'électrode de la surface de la pièce. Sous l'action de l'énergie lumineuse et thermique qui se dégage lors de la décharge d'arc, l'extrémité de l'électrode et le secteur de la pièce qui se trouve au-dessous fusionnent en formant dans la pièce un bain de fusion où s'égoutte le métal depuis l'électrode. L'espace entre le bout de l'électrode en fusion et la surface du bain se remplit d'une substance incandescente constituée par un mélange d'air partiellement ionisé, de gaz et de vapeurs formés à des températures élevées par l'interaction du matériau de l'électrode et de son enrobage avec l'air.

Pour assurer une combustion stable et une qualité élevée de soudage, la longueur de l'arc doit être de 0,6 à 0,8 de la grandeur du diamètre de l'électrode. La longueur de l'arc est la distance entre l'extrémité de l'électrode et la surface du bain de fusion. D'habitude, jusqu'à 90 % du métal de l'électrode en fusion s'écoulent sous forme de gouttes dans le bain de fusion. Les 10 % restants du métal sont partiellement pulvérisés, oxydés ou s'évaporent. Le métal liquide s'égouttant de l'électrode tombe dans le bain de fusion sous l'action de la force de pesanteur, des forces de tension superficielle, de la pression des gaz qui se forment dans le métal et de l'action comprimante du courant électrique sur le métal (effet de pincement). Les forces de tension superficielle confèrent aux gouttes une forme sphérique et leur permettent d'atteindre, avant qu'elles ne se détachent, la grandeur optimale. Ce phénomène rend plus facile la chute des gouttes (fig. 148). La tension superficielle retient le métal du bain dans la soudure, ce qui est très important pour le soudage au plafond.

La pression des gaz se dégageant pendant la fusion de l'électrode contribue aussi au phénomène du transfert de la goutte depuis l'électrode vers la pièce.

Un rôle particulier revient dans ce domaine au courant électrique. Ce dernier assure la formation d'un col quand la goutte de métal est prête à se séparer de l'électrode ; ce col se contracte rapidement sous l'effet de pincement du courant ; la densité du courant dans le col augmente, ce qui a pour résultat une accélération de la rupture du col et la goutte reçoit une poussée dans le sens du bain.

La différence de potentiel nécessaire pour amorcer l'arc électrique est relativement faible ; ordinairement, elle est égale à 40—45 V pour un courant continu, et 50 à 60 V, pour un courant alternatif. Une fois l'arc amorcé, la tension baisse. Si l'électrode est métallique,

l'arc est stable à la tension de 15 à 30 V ; pour assurer la stabilité d'un arc en utilisant une électrode de charbon ou de graphite on a besoin de 30 à 35 V. La tension nécessaire pour maintenir l'arc dépend de la composition de l'âme de l'électrode, de son enrobage, de la pression des gaz de l'atmosphère ambiante, de la grandeur et du genre de courant ; pourtant elle est déterminée surtout par la longueur de l'arc.

L'arc fonctionnant au courant continu est beaucoup plus stable que celui du courant alternatif. Ceci s'explique par le fait que la colonne d'air entre les électrodes, lors du soudage par courant alternatif, se refroidit à cause de l'extinction et de l'amorçage périodiques de l'arc. Pour améliorer sa stabilité, on élève la fréquence ou la tension.

§ 2. Procédés de soudage à l'arc

Il existe deux procédés, suivant la nature de l'électrode employée : 1) le soudage à l'électrode réfractaire (charbon ou tungstène) ; 2) le soudage à l'électrode métallique fusible.

Le premier procédé mis au point par N. Benardos consiste à utiliser pour le soudage une électrode de charbon selon le schéma représenté sur la fig. 149,*a*. Le soudage est exécuté sous courant continu ; l'électrode réfractaire est couplée au pôle négatif, alors que la pièce l'est au pôle positif d'une dynamo. Si le soudage est à polarité inverse («plus» à l'électrode réfractaire et «moins » à la pièce), l'arc est très instable.

Le deuxième procédé (fig. 149,*b*) a été mis au point par l'ingénieur soviétique N. Slavianov. Ce mode est très employé dans la construction mécanique, le bâtiment, ainsi que dans les travaux de réparation et de rétablissement.

Lors du soudage l'arc peut être direct ou libre. L'arc direct jaillit entre l'électrode et la pièce. L'arc libre jaillit entre deux électrodes de charbon près des pièces à souder, et le métal est réchauffé par une action indirecte de l'arc.

Le milieu ambiant exerce une influence nocive sur la qualité de la soudure en formation. Pour remédier à cet inconvénient on emploie divers procédés de protection.

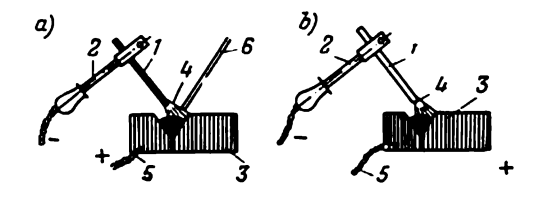


Fig. 149. Schéma du soudage à l'arc

a — procédé de N. Benardos; *b* — procédé de N. Slavianov; *1* — électrode; *2* — pince porte-électrode; *3* — pièce; *4* — arc électrique; *5* — câble souple; *6* — métal d'apport

On distingue trois types d'arcs de soudage : l'arc noyé, l'arc protégé et l'arc nu.

Le procédé le plus efficace pour protéger le métal contre l'action du milieu ambiant est de le souder par un arc noyé, c'est-à-dire par un arc immergé dans l'eau ou dans un flux pulvérulent.

On utilise largement un autre procédé, qui consiste à protéger le métal soudé à l'arc électrique par une couche de laitier ou une atmosphère de gaz neutre. Pour la formation de l'arc on utilise des électrodes revêtues d'un enrobage qui en fondant lors de l'échauffement forme un laitier autour de l'arc. Il arrive que la zone de soudage est placée dans une atmosphère de gaz neutre assurant l'isolation de l'arc du milieu ambiant. Pour les pièces de moyenne importance, on préfère employer le soudage à l'arc nu.

Le soudage à l'arc peut être effectué au courant continu ou alternatif.

L'avantage du courant continu est la stabilité de l'arc et la possibilité d'utiliser les polarités directes et inverses pour le contrôle de la température de l'échauffement.

Toutefois, malgré les avantages que présente le soudage à courant continu, on préfère tout de même utiliser le courant alternatif. Ceci s'explique par le fait que l'appareillage du soudage au courant alternatif est beaucoup plus léger, moins encombrant et moins onéreux. En outre, son entretien et son exploitation sont rendus plus simples grâce à l'absence de parties mobiles. Le rendement des transformateurs de soudage à courant alternatif est de 0,8-0,85, alors que celui à courant continu est de 0,3 à 0,6.

La consommation de l'énergie par 1 kg de métal rechargé s'élève à 3 ou 4 kWh/kg lors du soudage au courant alternatif, alors que pour le soudage à l'arc au courant continu elle est de 6 à 10 kWh/kg.

L'inconvénient du soudage au courant alternatif est le coefficient de puissance (cos φ) relativement bas (0,3-0,4) du poste de soudage. La grandeur du cos φ des moteurs électriques desservant le groupe de soudage à courant continu est égale à 0,6-0,7.

§ 3. Electrodes de soudage à l'arc

Les électrodes pour le soudage à l'arc peuvent être réfractaires ou fusibles.

Parmi les *électrodes réfractaires* on distingue les électrodes de charbon, les électrodes de graphite et les électrodes de tungstène. Les électrodes de charbon et de graphite sont employées essentiellement pour le soudage au courant continu. Celles de tungstène travaillent au courant continu ou alternatif au cas où on les utilise pour le soudage à l'hydrogène atomique ou en atmosphère neutre.

Suivant la composition chimique du métal à souder et leur destination les *électrodes fusibles* peuvent être fabriquées en matériaux divers : acier, fonte, cuivre, laiton, bronze, aluminium et alliages

durs ; on les emploie pour le soudage à nu ou avec un enrobage de protection.

Pour le soudage manuel, les électrodes fusibles sont exécutées en forme de tiges (nues ou enrobées) d'un diamètre jusqu'à 12 mm et d'une longueur jusqu'à 450 mm. Lors du soudage de l'acier à carbone on utilise comme électrode du fil d'acier doux d'une teneur de 0,1-0,18 % C, 0,025-0,04 % P et S. Pour le soudage de l'acier allié, les électrodes sont fabriquées de fil d'acier faiblement allié d'une teneur de 0,25 % C.

Pour les soudages automatiques, on emploie surtout des électrodes nues.

Les *électrodes enrobées* employées dans les divers procédés de soudage constituent deux groupes : 1) les électrodes à enrobage mince formant une couche de quelques dixièmes de millimètre (le poids de l'enrobage constitue de 1 à 5 % du poids de l'âme) ; 2) les électrodes à enrobage épais qui forme un revêtement de qualité et dont l'épaisseur de la couche constitue de 1 à 3 mm. Le poids de cet enrobage constitue de 15 à 30 % du poids de l'âme.

Les enrobages minces ont pour tâche d'augmenter la stabilité de l'arc d'où le nom de revêtements ionisants qu'on leur a donné. Ils sont constitués par de la craie (80-85 parties) et par du verre liquide (15-20 parties).

Ces enrobages sont employés pour la soudure des assemblages peu importants. Les soudures qu'ils permettent d'exécuter ont des propriétés mécaniques relativement peu élevées car le métal fondu n'est pas protégé.

Les enrobages épais élèvent la stabilité de l'arc, créent autour de l'arc et des gouttes du métal fondu une couche protectrice formée par les gaz et les laitiers qui préserve le métal de l'oxydation et de la saturation en azote et ralentit le refroidissement du bain de fusion. Si la nécessité se présente, on ajoute à l'enrobage des éléments d'alliage qui entrent dans la composition du métal de la soudure en améliorant ses propriétés mécaniques. Les enrobages épais sont formés de substances ionisantes (craie), laitièrogènes (kaolin), gazifères (amidon), désoxydantes (aluminium, ferromanganèse, etc.), d'alliage et liantes.

§ 4. Machines à souder à l'arc

L'alimentation de l'arc pour le soudage au courant continu est assurée par les groupes convertisseurs, alors que pour le soudage au courant alternatif elle est assurée par les transformateurs de soudage.

Les machines à souder à l'arc peuvent être à poste unique alimentant un seul arc, et à plusieurs postes, prévus pour alimenter plusieurs arcs. D'après le caractère de l'installation, les postes peuvent être fixes ou transportables ; d'après le système de commande, on les divise en postes à moteur électrique ou à moteur à essence.

L'alimentation de l'arc est assurée par des sources de courant dont la caractéristique extérieure se distingue de celles des appareils ordinaires utilisés dans l'éclairage, l'alimentation des moteurs électriques, etc.

La caractéristique des sources ordinaires est représentée par la courbe *2* de la fig. 150. Cette courbe indiquant la tension de courant *U* se rapproche de la droite parallèle aux abscisses sur lesquelles on porte l'intensité du courant *I* en ampères. On choisit cette forme de la caractéristique extérieure du courant pour assurer le fonctionnement normal des utilisateurs ordinaires (lampes à incandescence, moteurs électriques), qui exigent une tension constante du circuit d'alimentation indépendamment des variations de la charge.

Les sources de courant alimentant les arcs de soudage doivent satisfaire à d'autres exigences. En effet, au cas où la tension de la source d'alimentation reste constante, l'intensité de l'arc peut augmenter à tel point que cela peut provoquer l'endommagement ou même la destruction des fils conducteurs (court-circuit).

Pour éviter la destruction des fils et maintenir l'arc, la source de courant doit avoir une caractéristique extérieure décroissante. Lorsque les sources de courant ont une caractéristique décroissante, la tension aux bornes de la machine s'abaissera lors de l'augmentation de la charge, et s'élèvera au cas où la charge diminue (courbe *1* de la fig. 150).

Quand la longueur de l'arc change, la tension et l'intensité du courant changent selon la courbe *1*. Plus la courbe de la caractéristique extérieure décroissante sera abrupte, plus les oscillations de courant lors de la modification de la longueur de l'arc seront faibles.

Pour effectuer le soudage à l'arc on doit veiller à ce que le courant alimentant le poste de soudage soit constant, ou, tout au moins, que les variations du courant soient minimales.

Dans un banc de soudage à poste unique à pôles auxiliaires, dont le schéma principal est représenté sur la fig. 151, les pôles identiques

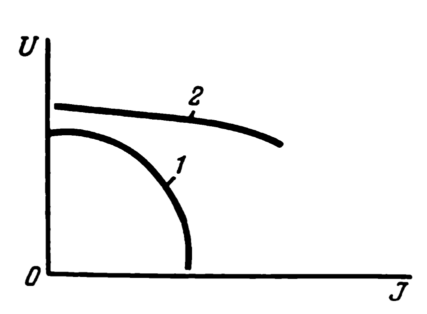


Fig. 150. Caractéristique statique d'une source de courant

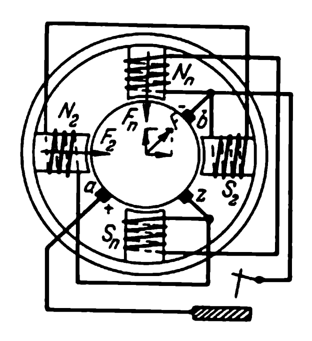


Fig. 151. Schéma d'un générateur de soudage à pôles auxiliaires

(dans le cas considéré, deux pôles nords et deux pôles suds) sont placés côte-à-côte, de façon à créer au sein de la machine deux flux magnétiques réciproquement perpendiculaires, F_2, placé entre N_2 et S_2, et F_n, placé entre N_n et S_n. Ce générateur est exécuté comme une machine quadripolaire, mais comme les pôles identiques sont placés l'un près de l'autre, il est bipolaire du point de vue électrique.

Le générateur est formé de deux bobines d'excitation (dont l'une est réglable et l'autre non) et de trois balais portés par le collecteur : deux balais d'exécution (a, b) et un balai auxiliaire (z), qui alimente les bobinages d'excitation. Les bobines sont couplées au balai principal b et au balai auxiliaire z.

La tension entre ces deux balais demeure constante et pratiquement ne dépend pas de la charge ; elle est d'environ 24 V. Sa constance peut être expliquée par le fait que les balais prennent la tension depuis les conducteurs de l'induit qui se trouvent à ce moment là sous les pôles longitudinaux. Les pôles longitudinaux sont toujours très saturés magnétiquement et leur flux magnétique ne change presque pas quelles que soient les variations de la force magnétomotrice.

Le réglage de l'intensité du courant est réalisé par le déplacement du balai sur le collecteur à l'aide d'un rhéostat, placé dans le circuit du bobinage d'excitation.

Le schéma examiné est celui employé dans le banc de soudage СУГ-2р. Ce groupe comporte un générateur à courant continu du type décrit ci-dessus accouplé par l'intermédiaire d'un manchon élastique à un moteur électrique asynchrone triphasé. La puissance du générateur est de 7,25 kW, l'intensité de courant est de 280 A, la tension de travail de 30 V. Le groupe est prévu pour l'alimentation d'un seul arc. Le groupe est placé sur un chariot pour faciliter son transport.

Quand il faut exécuter les travaux de soudage dans des chantiers ou, en général, loin des sources d'énergie électrique, on utilise des groupes transportables composés d'un générateur à courant continu et d'un moteur à essence. Le générateur et le moteur sont montés sur un cadre commun et accouplés l'un à l'autre par un manchon élastique. Il est d'usage de monter les convertisseurs transportables du type САК-2 sur des camions ou des remorques. La puissance du générateur est de 7,5 kW, l'intensité de courant de 250 A, sa tension de 30 V.

Dans les grands ateliers de soudage on utilise un système d'alimentation centralisé qui peut fournir du courant électrique à neuf postes simultanément. Le schéma de leur connexion est représenté sur la fig. 152.

Les groupes à postes multiples ПСМ-1000 possèdent un moteur électrique accouplé à un générateur d'une tension nominale de 60 V et d'une intensité de courant de 1000 A. Le réglage de l'intensité de courant de chaque poste est assuré par des rhéostats individuels qui portent le nom de barretters.

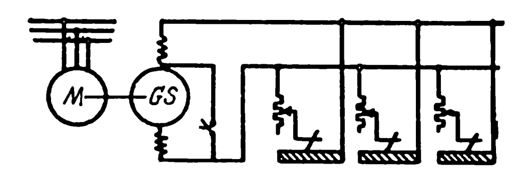


Fig. 152. Schéma de la connexion des postes de soudage au générateur desservant plusieurs opérateurs

Lors du soudage au courant alternatif, l'alimentation de l'arc est effectuée à partir d'un transformateur. Pour régler l'intensité et élever la stabilité de l'arc, on branche en série dans le circuit une bobine de self-induction dite bobine de stabilisation ou self. La bobine de stabilisation permet aussi d'obtenir une caractéristique extérieure décroissante.

Actuellement, on fabrique en Union Soviétique des appareils de soudage à courant alternatif de divers types pour les besoins de l'industrie.

Les transformateurs abaisseurs monophasés, à bobines de stabilisation séparées du type СТЭ (fig. 153), sont branchés au circuit sous la tension de 220, 380 ou 500 V (tension secondaire est de 55 et 65 V).

La bobine de stabilisation assure la modification du courant dans le transformateur ; elle est constituée par un noyau amovible et une bobine d'arrêt (de self-induction) qui crée la réactance inductive. Lorsqu'on fait passer un courant de court-circuit, celui-ci fait baisser la tension de l'arc jusqu'à ce qu'elle devienne nulle, tandis que la bobine d'arrêt sert à assurer la caractéristique extérieure décroissante du courant d'alimentation. En changeant la grandeur de

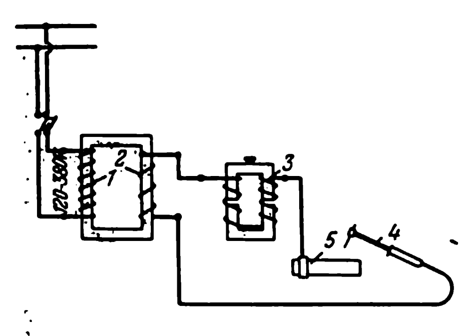


Fig. 153. Schéma du groupe de soudage СТЭ

1 — bobinage primaire; 2 — bobinage secondaire; 3 — bobine de stabilisation; 4 — pince porte-électrode; 5 — pièce

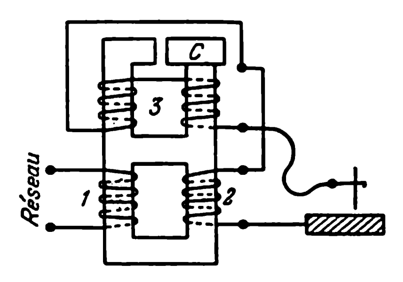


Fig. 154. Schéma du transformateur СТН

l'entrefer du noyau de la bobine de stabilisation, on modifie la réactance effective et donc l'intensité de courant. Quand l'entrefer augmente, la résistance magnétique du conducteur magnétique de la bobine augmente également, tandis que le flux magnétique diminue en faisant baisser l'intensité de courant de self-induction orienté dans le sens opposé au courant de soudage. Si l'on diminue l'intensité de courant de self-induction, l'intensité de courant dans le circuit de soudage augmente ; quand l'entrefer diminue, le courant de soudage diminue aussi.

Les transformateurs du type СТЭ sont prévus pour des courants de 60 à 700 A.

Les transformateurs du type СТН (fig. 154) avec des bobines de stabilisation incorporées ont été étudiés par l'académicien V. Nikitine. Ces transformateurs ont un circuit magnétique commun qui comporte trois bobinages : primaire *1*, secondaire *2* et d'arrêt *3*. L'interaction des bobinages *1* et *2* assure la formation du flux magnétique principal. Le flux magnétique, engendré par la bobine d'arrêt *3*, est orienté dans le sens opposé au courant principal; c'est pourquoi, lors du soudage, la tension de l'arc est constituée par la différence de la tension du bobinage secondaire et de la bobine d'arrêt.

Le réglage du courant est assuré par le déplacement du paquet *C*, constitué de tôles en fer.

Les transformateurs СТН fonctionnent aux courants de 500, 1000 et 2000 A ; ils sont utilisés pour le soudage manuel et automatique.

Les transformateurs avec des bobines de stabilisation incorporées peuvent être utilisés uniquement comme machines à poste unique.

Les transformateurs à postes multiples sont ordinairement triphasés, ayant une tension de phase secondaire de 65-70 V, à montage en étoile du bobinage secondaire. Chaque poste de soudage est doté d'une bobine de stabilisation individuelle.

La puissance du transformateur doit correspondre à la puissance globale des postes, compte tenu du coefficient de simultanéité de leur fonctionnement.

En travaillant à de faibles courants, on peut utiliser les transformateurs СТЭ comme source à postes multiples pour alimenter 2-3 arcs.

§ 5. Soudage manuel à l'arc électrique

Pour obtenir une soudure de qualité, il faut choisir judicieusement le régime de travail, déterminé par le diamètre de l'électrode, le courant de soudage et le rendement de l'opération.

Le diamètre de l'électrode est choisi en fonction de l'épaisseur du métal et du type de la soudure (tableau 4).

Tableau 4

Diamètres des électrodes suivant l'épaisseur du métal

Epaisseur du métal, en mm	Jusqu'à 2 mm	2—4	4—6	6—8	Plus de 8
Diamètre de l'électrode, en mm	2	3	4	5	5—6

L'intensité de courant est fonction de l'épaisseur du métal, du type de l'assemblage, de la vitesse de soudage, de la position de la soudure dans l'espace, de l'épaisseur et du genre d'enrobage de l'électrode et de sa longueur de travail ; mais elle dépend en premier lieu du diamètre de l'électrode.

L'intensité de courant de l'arc en A peut être établie d'après la formule :

$$I_a = kd, \tag{81}$$

où k est la constante de proportionnalité exprimée en A/mm ; pour le soudage manuel avec des électrodes en acier ordinaires k=45-60 A/mm, pour les électrodes en graphite k=18-22 A/mm, pour les électrodes de charbon, k=5-8 A/mm ;

d, le diamètre de l'électrode, en mm.

En général, l'intensité du courant pour le soudage est choisie supérieure à 50 A.

La tension de l'arc dépend exclusivement de sa longueur ; elle est établie d'après la formule

$$U_a = \alpha + \beta l, \tag{82}$$

où α et β sont des constantes ; α=10-12; β=2-3 ;

l, la longueur de l'arc, en mm.

Soudage à l'électrode métallique. L'arc s'établit quand on approche l'électrode sous tension à l'endroit de soudage. Dès que l'on a touché légèrement la surface de la pièce à souder avec l'extrémité de l'électrode, on éloigne rapidement cette dernière de la pièce à une distance de 2 à 4 mm. Ensuite, tout en maintenant la longueur minimale de l'arc, l'opérateur fait avancer progressivement l'électrode vers la pièce.

Pour obtenir la soudure à cordon, l'électrode doit être légèrement inclinée par rapport à la surface à souder pour former un angle de 15 à 20° avec la verticale. En modifiant cet angle, on peut régler la profondeur de la fusion du métal de base et agir sur la vitesse de refroidissement du bain.

Lors du soudage des tôles minces, la soudure doit être étroite (sa largeur doit être égale à 0,8 ou 1,5 du diamètre de l'électrode) ; elle est exécutée sans mouvements transversaux. On peut également exécuter des soudures en forme de cordons élargis. Pour effectuer les

soudures de ce genre l'extrémité de l'électrode effectue les mouvements suivants: 1) un mouvement de translation, le long de l'axe de l'électrode ; 2) un mouvement de translation, le long de la soudure ; 3) un mouvement oscillatoire ou circulaire transversalement par rapport à la soudure. Les mouvements transversaux améliorent l'échauffement des bords, ralentissent le refroidissement du métal rechargé, assurent la formation d'un cordon homogène et éliminent le manque de pénétration des bords. Le schéma des mouvements transversaux est représenté sur la fig. 155.

Les soudures bout à bout sans chanfrein (fig. 156, *a*) sont exécutées d'un côté de l'assemblage en formant un cordon élargi ; les bouts sont portés à la fusion sur toute l'épaisseur. Parfois, quand c'est possible, on effectue un ressoudage (soudage supplémentaire) par cordon étroit de l'autre côté de la pièce après le burinage des chandelles de métal et de laitier.

Lors de l'exécution des soudures bout à bout avec chanfrein en V, l'arc est amorcé près du chanfrein, à partir duquel il assure le rechangement du cordon (fig. 156, *b*). L'opération est réalisée en une ou plusieurs passes, suivant l'épaisseur de la tôle et le diamètre de l'électrode. Lors du soudage en plusieurs passes la soudure est renforcée, et chaque couche minutieusement nettoyée après chaque passe.

Les chanfreins en X sont employés pour réduire les déformations ; le soudage est effectué par des passes multiples portées des deux côtés du chanfrein (fig. 156, *c*).

Pour exécuter un cordon d'angle l'électrode doit être inclinée de 45° par rapport à la surface de la pièce (fig. 156, *d*, *e*). Au cas où l'on effectue les soudures à l'aide d'un courant à intensité élevée, on incline l'ensemble des deux surfaces à souder sous un angle de 45° par rapport au plan horizontal pour assurer une bonne pénétration («soudage en bateau », fig. 156, *f*).

Dans le soudage horizontal on chanfreine seulement la tôle supérieure ; l'arc est amorcé au bout inférieur, et on le déplace progressivement vers le bout supérieur biseauté (fig. 157, *a*).

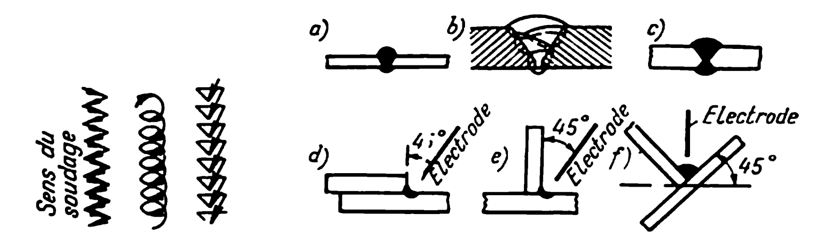


Fig. 155. Schémas des déplacements de l'électrode lors du soudage manuel à l'arc électrique

Fig. 156. Schémas de l'exécution des cordons de soudure en bout et d'angle

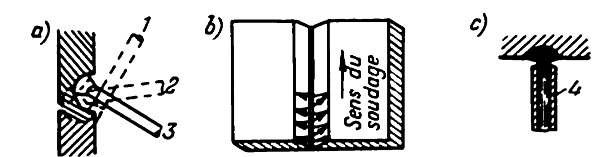


Fig. 157. Représentation schématique de l'exécution de divers cordons
1-3 — positions de l'électrode; *4* — enrobage

Les soudures verticales sont plus difficiles à exécuter à cause de l'écoulement du métal fondu. Pour le réduire, on travaille à l'arc court en dirigeant l'électrode de bas en haut, sauf pour les tôles d'une épaisseur inférieure à 1,5 mm (fig. 157,*b*).

Les soudures au plafond sont exécutées à l'arc très court ; les électrodes employées ont un enrobage difficilement fusible formant autour d'elles une cuvette qui retient le métal de l'électrode (fig. 157, *c*).

Lors du soudage à l'électrode métallique, l'extrémité de l'électrode et les bords des pièces fondent sous l'action thermique de l'arc. On a établi que la vitesse de transfert par l'arc des gouttes de métal atteint 40 m/s, alors que le nombre de gouttes varie de 10 à 30 par seconde.

Soudage à l'électrode de charbon. Ce procédé a été mis au point par N. Benardos ; l'amorçage de l'arc est réalisé de la même façon que pour l'électrode métallique.

La combustion de l'électrode est très lente. L'arc est stable, et une longueur d'arc poussée à 6-10 mm n'influe pas sensiblement sur la qualité de la soudure.

Pour des pièces à bords rabattus ayant une épaisseur jusqu'à 3 mm (fig. 158, *a*) l'opération se déroule sans métal d'apport, alors que pour les tôles de plus de 3 mm d'épaisseur (fig. 158, *b*), on utilise, dans ce but, un rondin.

Les soudures peuvent être exécutées non seulement par des arcs établis entre une électrode de charbon et la pièce, mais également entre deux électrodes de charbon. Dans ce cas les électrodes sont fixées dans un porte-électrodes spécial.

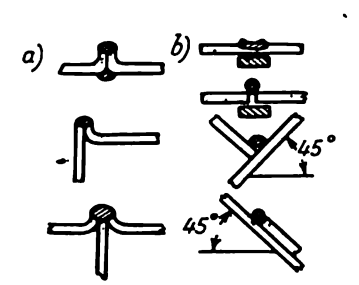


Fig. 158. Types de soudures effectuées par soudage à l'électrode de charbon

Ce procédé assure à la soudure une résistance suffisante et un bon aspect extérieur.

Le soudage des tôles d'acier d'une épaisseur de 1-3 mm avec une électrode de charbon sans apport de métal peut assurer un rendement de 50 à 60 m/h. Le diamètre de l'électrode est pris de 10 à 25 mm pour un courant de 200 à 600 A.

Les électrodes de charbon sont employées surtout pour le soudage des métaux non ferreux (cuivre, aluminium, zinc) et de leurs alliages, ainsi que pour recharger les métaux durs.

§ 6. Procédés perfectionnés du soudage manuel à l'arc

L'utilisation des procédés perfectionnés pour le soudage manuel à l'arc permet d'élever le rendement de cette opération.

C'est ainsi que le soudage à *pénétration profonde* permet d'élever le rendement des opérateurs de 150 à 200 %. Ce procédé consiste à utiliser des électrodes avec un enrobage dont la température de fusion est plus élevée que celle du métal de leur âme.

Après l'amorçage de l'arc, l'enrobage de l'électrode s'applique à la pièce à souder. Au cours du soudage, la partie non fondue de l'enrobage forme sur l'extrémité de l'électrode une sorte de chemise enveloppant l'arc. Cette chemise préserve l'électrode contre le court-circuit, assurant ainsi une meilleure utilisation de la chaleur et une très bonne pénétration.

Un autre procédé permettant d'élever également le rendement est le soudage *avec des électrodes multiples* (fig. 159). Le soudage est effectué simultanément avec deux, trois ou plus d'électrodes isolées l'une de l'autre. Ceci permet d'élever la densité du courant par mm^2 de section des électrodes, et élever ainsi le rendement de 30 à 40 %.

L'arc de soudage est amorcé par l'électrode se trouvant le plus près de la pièce car la résistance ohmique entre cette électrode et cette pièce est la moins élevée. L'électrode, en fondant, augmente la distance entre son extrémité et la pièce; alors l'arc est amorcé par l'électrode suivante qui, à ce moment, est plus près de la pièce

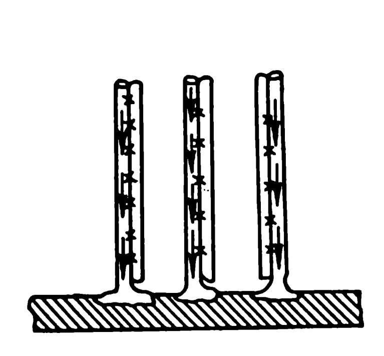


Fig. 159. Schéma du soudage par électrodes multiples

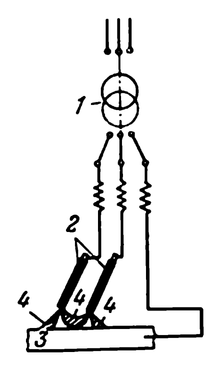


Fig. 160. Schéma du soudage à l'arc triphasé

que la première. De cette façon l'arc passera d'une électrode à l'autre, à mesure de leur fusion.

Parmi les procédés perfectionnés il convient de signaler encore le soudage *à l'arc triphasé*. Comparativement à l'arc monophasé, ce procédé permet d'élever de deux à trois fois le rendement et d'économiser près de 25 % de l'énergie électrique, en assurant par ailleurs une meilleure pénétration. Le principe de ce procédé est le suivant (fig. 160) : deux phases de la source de courant *1* sont connectées séparément à deux électrodes parallèles *2* à enrobage épais, alors que la troisième est connectée à la pièce *3*. Quand on ferme le circuit, il se forme trois arcs *4* : deux entre chacune des électrodes et la pièce, et un entre les électrodes. Cela permet non seulement d'élever le rendement, mais aussi d'assurer la stabilité de soudage, car s'il y a rupture d'un des arcs, les deux autres continuent à fonctionner.

§ 7. Soudage à l'arc automatique

Dans ce procédé, la commande de l'arc et l'avance du métal d'apport vers l'endroit du soudage sont assurées par des mécanismes spéciaux. Ce sont les inventeurs du soudage à l'arc, N. Benardos et N. Slavianov, qui ont proposé les premiers le schéma de principe des machines à souder automatiques. En outre, ces savants ont avancé l'idée de l'arc sous flux conducteur. En 1923, D. Doultchevski a perfectionné ce procédé.

Soudage à l'arc automatique sous flux conducteur. En 1940, l'Institut de soudage électrique de l'Académie des Sciences de la R.S.S. d'Ukraine a élaboré, sous la direction de l'académicien E. Paton, un nouveau procédé automatique de soudage à l'arc sous couche épaisse de flux pulvérulent recouvrant l'endroit du soudage (soudage à l'arc protégé).

L'emploi de l'arc protégé permet d'élever considérablement sa puissance (de 20 à 150 kW et plus), son rendement (5 à 10 fois par rapport au soudage à la main), et d'améliorer, par rapport au procédé manuel, les propriétés mécaniques et la pureté du métal rechargé.

Le soudage à l'arc automatique sous couche de flux conducteur est effectué par une machine (tête de soudage) qui amène dans la zone de travail le fil d'électrode nu et assure le maintien continu et automatique de l'arc.

Le schéma de l'installation et le principe de l'exécution d'une soudure horizontale bout à bout sous couche de flux conducteur sont représentés sur la fig. 161.

La machine est constituée par les ensembles suivants : a) la tête de soudage *3* qui amène le fil dans la zone de l'arc ; b) le dévidoir *4* qui porte une glène de fil d'électrode ; c) le réservoir *6* pour le flux, avec un conduit de déversement et un conduit d'aspi-

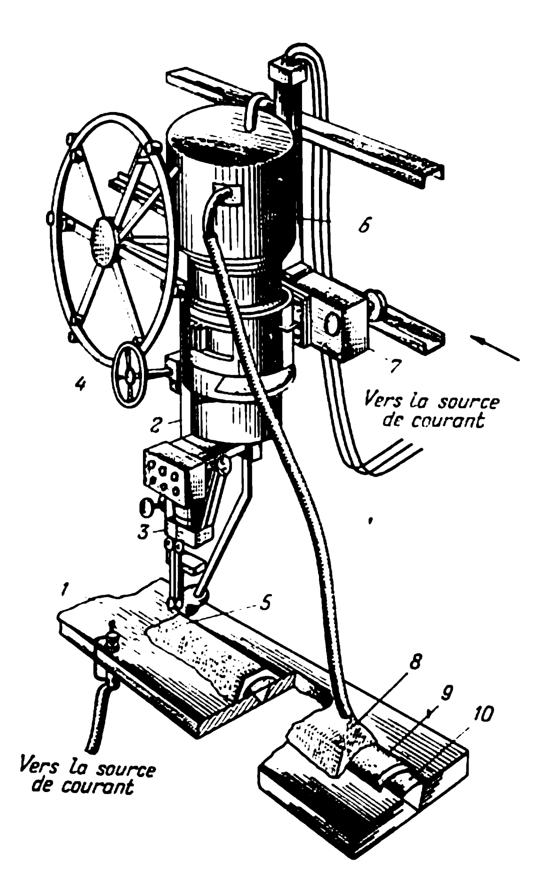


Fig. 161. Schéma de l'installation et exécution du soudage automatique sous flux conducteur

ration pour la récupération du flux non utilisé ; d) le dispositif de commande *7* du déplacement automatique de l'appareil le long de la ligne de soudage à la vitesse indiquée (vitesse de soudage).

La pièce à souder *1* préparée d'avance pour le soudage est placée sur les rayonnages ou les manipulateurs spéciaux fixés sous la tête. La pièce et la tête de soudage sont couplées à la source de courant (en général, on utilise le courant alternatif, car alors la construction de la machine électrique est beaucoup plus simple et moins onéreuse). A mesure que l'électrode se déplace, la zone à souder, se trouvant directement devant l'électrode, est couverte de flux depuis le réservoir. L'arc est amorcé entre la pièce et le fil d'électrode *2*. Il forme un bain de fusion métallique fermé d'en haut par du laitier fondu et de flux *5* qui n'a pas fondu. L'arc se maintient sous une couche de

flux ; les yeux de l'opérateur sont ainsi protégés et on n'a pas besoin de masquer la lumière. Le flux non utilisé est aspiré par le conduit *8* dans le réservoir *6*. La soudure *10* a une surface argentée, faiblement écaillée ; d'en haut, elle est couverte d'une croûte de laitier *9* qu'il est facile d'enlever.

L'intensité de courant employée dans le soudage automatique sous couche de flux conducteur est de 3000 à 4000 A ; aussi assure-t-elle dans la zone de soudage une concentration de chaleur considérable et la formation d'un grand bain de métal et de flux liquides. C'est pourquoi le procédé demande un chanfreinage particulier des bords et une gamme d'opérations spéciale.

La fig. 162 donne le schéma de la formation du bain de fusion. L'arc fait fondre non seulement l'électrode et le métal de base mais aussi une partie de flux. Le métal liquide de l'électrode forme des gouttes et se mélange au flux fondu en se déposant dans le bain de fusion. La température élevée forme des substances volatiles et gazeuses, produits de l'évaporation du métal et de la décomposition du flux ; avec le reste de l'air qui se trouve dans la couche du flux pulvérisé, ces substances forment près de l'arc une cavité fermée remplie de gaz (bulle de gaz). Cette cavité est protégée d'en haut par une couche de laitier liquide qui isole l'arc de l'action de l'air atmosphérique.

La dilatation thermique des gaz de l'arc crée dans cette cavité une pression excédentaire qui contribue à la formation de la soudure. La pression excédentaire s'ajoute à la pression des gaz pour refouler les produits de soudage dans le sens opposé au sens du soudage. Un enfoncement, le cratère, se forme à la base de la colonne de l'arc, où il ne reste qu'une mince couche de métal. Dans ces conditions un arc puissant assure une pénétration profonde du métal de base.

Si la couche de laitier couvrant la bulle de gaz se déchire et laisse les gaz s'échapper, le laitier liquide se dépose pour un moment sur le bain de fusion et court-circuite l'arc, mais les portions fraîches des

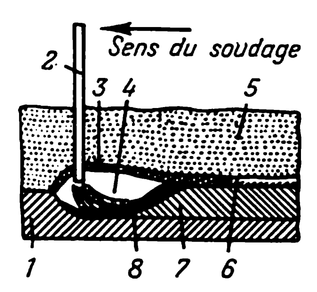


Fig. 162. Formation du bain de fusion sous la couche de flux

1 — métal de base; *2* — fil d'électrode; *3* — laitier fondu; *4* — cavité remplie de gaz; *5* — flux; *6* — laitier solidifié; *7* — métal rechargé; *8* — métal liquide

vapeurs et des gaz en formation à la base de l'arc repoussent le laitier vers le haut et forment de nouveau la bulle de gaz nécessaire au maintien de l'arc.

Le flux fondu par l'électrode, en se mélangeant dans la colonne de l'arc avec les gouttes de métal, baigne intensément ce dernier et contribue ainsi au déroulement rapide des réactions entre le métal et le laitier ; la température élevée de la colonne de l'arc contribue également au déroulement de ce phénomène. Pendant la solidification du métal, le laitier surnage et forme une croûte qui couvre le métal liquide.

A mesure que la tête de soudage avec l'électrode se déplace le long de la soudure qui se refroidit, le métal et le flux se cristallisent à partir des couches extérieures en se déposant sur les couches intérieures, et forment le métal rechargé.

La température de fusion du laitier est inférieure à celle du métal ; c'est pourquoi le laitier se solidifie un peu plus tard en ralentissant le refroidissement du métal.

Lors du soudage automatique le métal reste longtemps à l'état liquide, ce qui contribue à la purification du bain et au dégagement des particules non métalliques, des inclusions de laitier et de gaz. En outre, le métal est chimiquement plus homogène.

Les propriétés des soudures réalisées par ce procédé sont déterminées surtout par la composition des matériaux employés, c'est-à-dire par la composition du métal à souder, du fil d'électrode et du flux. La surface du fil de soudage doit être exempte de rouille et d'autres encrassements. Pour cette raison, on utilise le fil étiré à froid des nuances Св-08, Св-08А, Св-15, Св-ОАГ, Св-08ГА et Св-15Г.

Lors du soudage des aciers à faible carbone et de construction, l'oxydation du manganèse et d'autres composants du métal rechargé acquiert une importance particulière ; c'est pourquoi le flux doit être choisi de façon à assurer une bonne désoxydation du bain de fusion et à comporter du manganèse et d'autres additions pour combler le déchet des éléments correspondants. La température de fusion du flux ne doit pas être supérieure à 1200°, sa viscosité à l'état liquide doit être insignifiante. Le plus souvent on emploie pour le soudage automatique les flux des nuances АИ-3, АИ-10, ФЦ-6 qui sont composés de ferrosilicium, de minerai de manganèse, de castine, de dolomie, de spath fluor, d'alumine.

K. Khrénov a créé des nuances de flux céramiques pour le soudage automatique, dont les composants font aussi partie des enrobages ordinaires des électrodes du soudage manuel. Les flux céramiques sont fabriqués à partir du verre liquide avec addition d'éléments d'affinage ; cela permet de modifier la composition chimique du métal rechargé.

L'Institut de soudage électrique E. Paton a employé dans ce but du fil creux dans lequel on verse de la poudre constituée de divers ferro-alliages (électrodes à noyau).

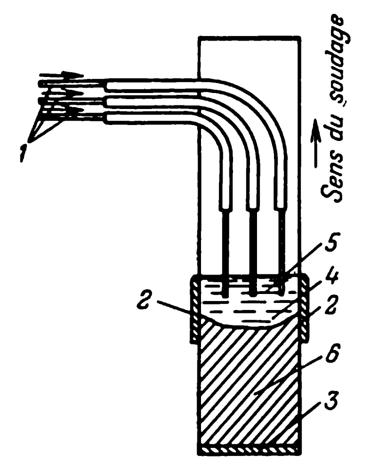


Fig. 163. Schéma du soudage automatique sous flux électroconducteur

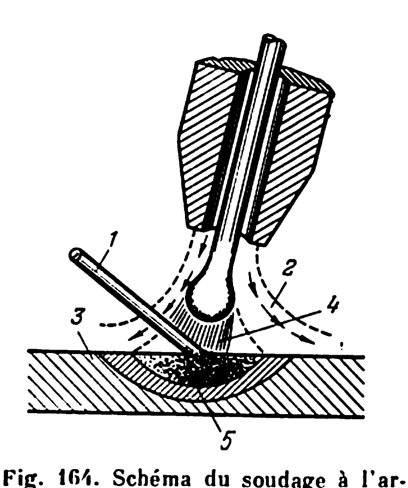


Fig. 164. Schéma du soudage à l'argonarc

1 — rondin d'apport; 2 — amenée des gaz de protection; 3 — pièce; 4 — arc; 5 — métal rechargé

Soudage à l'arc sous flux électroconducteur. Ce procédé aussi a été mis au point par l'Institut Paton. Il se distingue par la formation forcée de la soudure et le soudage en l'absence de l'arc. Le schéma de l'opération est représenté sur la fig. 163.

Les pièces sont placées verticalement avec un écart de 15 à 30 mm dans le joint, qui dépend de l'épaisseur des bords à souder. Le fil de soudage *1* et le flux sont automatiquement amenés dans le joint. Le nombre de fils d'électrode est fonction de l'épaisseur des pièces. En se déplaçant le long du joint, les plaques-lingotières en cuivre *2* refroidies par l'eau empêchent l'écoulement du laitier et du métal fondus, refroidissent le bain et contribuent à la formation forcée de la soudure *6*. L'arc s'établit entre le fil d'électrode et la cale d'acier *3*; mais il ne dure que le premier moment, jusqu'à l'accumulation d'un volume nécessaire de métal *4* et de flux *5* fondus. La fusion ultérieure du métal d'apport et de base s'effectue sous l'action de la chaleur qui se dégage lors du passage du courant entre l'électrode, le bain et le laitier. Le métal de base fondu s'accumule avec celui de l'électrode au fond du bain en formant la soudure des pièces à assembler.

L'avantage de ce procédé réside dans le fait qu'il permet d'assembler en une passe des pièces très épaisses (jusqu'à 400 mm) sans chanfreinage. La soudure ainsi obtenue est exempte d'inclusions de laitier ; elle est employée surtout dans la construction mécanique lourde pour la fabrication des bâtis de grandes machines, des tambours, des chaudières, etc.

§ 8. Soudage à l'arc en atmosphère neutre

Son principe consiste à introduire dans la zone de soudage un jet de gaz qui isole l'arc et le métal de l'air ambiant. Dans ce but on emploie des gaz inertes comme l'argon et l'hélium, ainsi que l'hydrogène, le gaz carbonique et d'autres.

Les procédés les plus répandus sont le soudage à l'argonarc, le soudage à l'hydrogène atomique et le soudage sous atmosphère du gaz carbonique.

Soudage à l'argonarc (fig. 164). Dans ce procédé on peut utiliser une électrode réfractaire de tungstène ou une électrode fusible.

Si l'on emploie l'électrode de tungstène, on fait jaillir l'arc dans une atmosphère neutre d'argon ou d'hélium (héliarc). Le rondin d'apport est placé dans la zone de l'arc. L'arc est alimenté au courant continu ou alternatif. Le soudage peut être manuel ou automatique. Le porte-électrode (fig. 165) assure simultanément le guidage du jet de gaz et l'amenée de courant électrique vers l'endroit de soudage. La soudure progresse de droite à gauche (soudage à gauche).

Pour le soudage à l'électrode fusible d'un acier à faible carbone on emploie du fil Св-10ГС. Il a une teneur élevée en manganèse et en silicium qui améliorent la désoxydation de la soudure, arrêtent l'ébullition du métal en fusion et éliminent les couples thermo-électriques dans le métal rechargé.

L'argonarc est utilisé surtout pour le soudage des aciers inoxydables, des alliages d'aluminium, de magnésium et de titane, ainsi que pour le soudage des pièces d'acier importantes de 3 à 4 mm d'épaisseur. La réalisation de l'opération demande un débit d'argon de 400 à 1200 l/h (pour les régimes moyens, de 600 à 800 l/h) et une tension de 10 à 12 V pour une électrode réfractaire de tungstène.

Soudage à l'hydrogène atomique. L'arc est alimenté en courant alternatif ; il jaillit entre deux électrodes de tungstène ou de charbon dans une atmosphère d'hydrogène formée par un jet lancé dans la zone de l'arc le long de ces électrodes (fig. 166). La température élevée

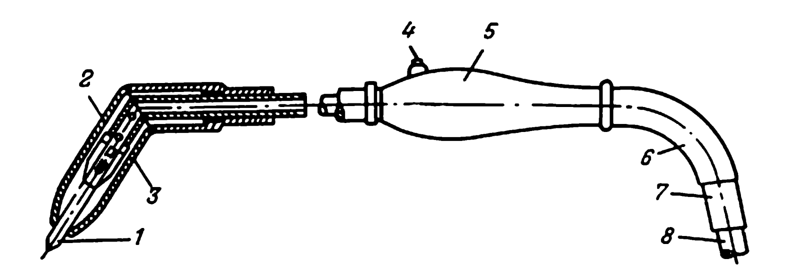


Fig. 165. Chalumeau pour le soudage à l'argonarc

1 — électrode de tungstène; *2* — orifice du gaz; *3* — vis de serrage; *4* — tube isolé; *5* — poignée; *6* — isolation; *7* — conducteur de courant; *8* — amenée de gaz

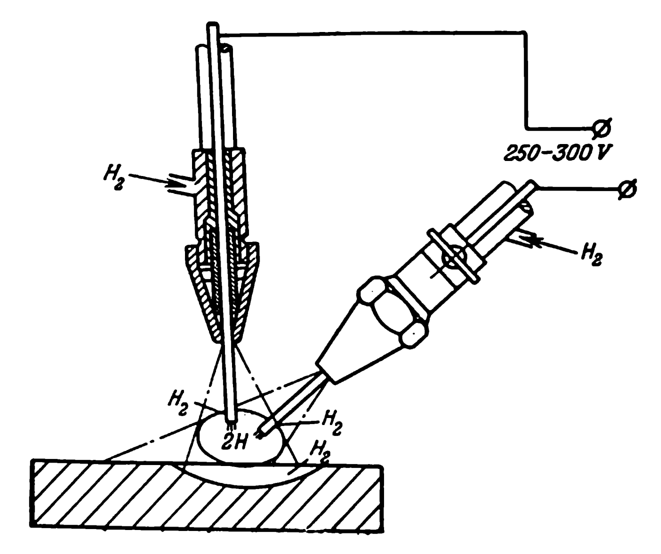


Fig. 166. Schéma du soudage à l'hydrogène atomique

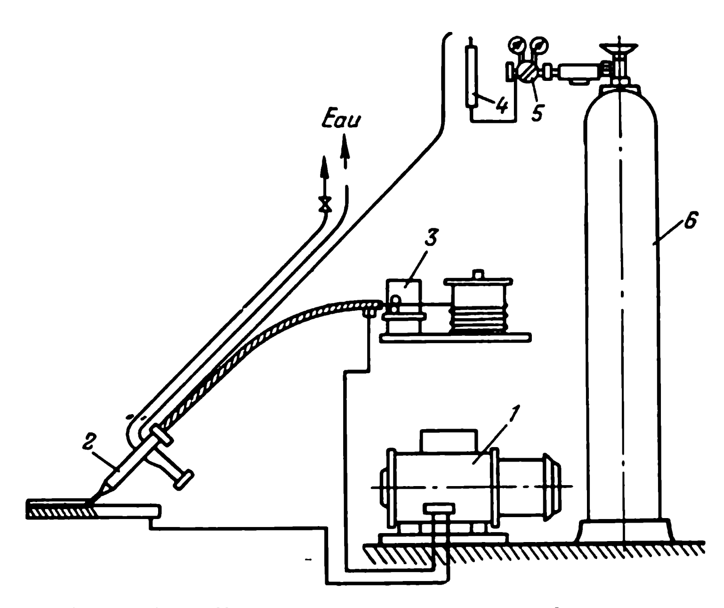


Fig. 167. Schéma d'installation semi-automatique pour le soudage sous atmosphère du gaz carbonique

1 — convertisseur de soudage; 2 — torche portée par le porte-torche électrique; 3 — dispositif pour amenée du fil; 4 — débitmètre du gaz carbonique; 5 — détendeur; 6 — bouteille de gaz carbonique

de l'arc qui s'établit entre les électrodes provoque la dissociation des molécules d'hydrogène avec absorption de chaleur $H_2 \rightleftarrows 2H - 100\,600$ cal/mole. En prenant contact avec la surface froide du métal, l'hydrogène atomique reprend de nouveau sa forme moléculaire. Ce phénomène s'effectue avec dégagement de chaleur selon la réaction: $2H \rightleftarrows H_2 + 100\,600$ cal/mole.

L'échauffement du métal est ainsi assuré par l'arc qui jaillit entre deux électrodes et la chaleur supplémentaire qui se dégage lors de la formation des molécules d'hydrogène. Ce phénomène aboutit à la formation d'une flamme dont la température peut atteindre jusqu'à 3 700°, qui protège le bain de fusion contre l'oxydation et la saturation en azote.

Le soudage à l'hydrogène atomique est assuré par des transformateurs d'une tension à vide jusqu'à 300 V et d'une tension de charge jusqu'à 120 V; le courant employé dépend de l'épaisseur du métal à souder et varie de 20 à 100 A; le débit de l'hydrogène est de 350 à 800 l/h.

On utilise ce procédé pour le soudage des pièces d'acier et d'alliages légers de 2 à 10 mm d'épaisseur, faisant partie des constructions importantes sollicitées par des charges dynamiques, des pressions élevées, travaillant dans le vide, etc., c'est-à-dire travaillant dans des conditions dans lesquelles les soudures doivent avoir des propriétés mécaniques élevées et être étanches.

Soudage sous atmosphère du gaz carbonique. L'arc s'établit entre l'extrémité d'un fil nu (électrode fusible) et la pièce à souder; il jaillit dans une atmosphère de gaz carbonique amené dans la zone de soudage par l'intermédiaire d'une buse identique à celle que l'on utilise pour le soudage à l'argonarc.

Le schéma de principe de ce procédé semi-automatique est représenté sur la fig. 167.

L'indice de soudabilité lors du soudage dans du gaz carbonique est supérieur à celui du soudage sous flux conducteur. Pour une polarité directe, ce coefficient est de 1,5 à 1,8 fois supérieur à celui de la polarité inverse. Le procédé se distingue par un rendement élevé qui atteint 18 kg/h de métal rechargé. La vitesse de soudage peut être poussée à 60 m/h. Son rendement est de 2,5 à 4 fois supérieur à celui du soudage manuel et de 1,5 fois supérieur à celui du soudage sous flux conducteur. Le gaz carbonique doit être parfaitement sec; sa pureté ne doit pas être inférieure à 98%, et de 99% pour les pièces importantes (pour éliminer l'humidité, en sortant de la bouteille, le gaz doit passer par un séchoir).

En guise d'électrode on emploie du fil Cв-08ГСА et Cв-0852CA d'un diamètre de 1,6 à 2,5 mm.

Pour un fil de 2 mm de diamètre l'intensité du courant est de 250 à 500 A, et la tension de l'arc de 26 à 34 V. La pression du gaz carbonique à la sortie du détendeur est de 0,5 atm, son débit est de 1000 à 1500 l/h.

Pour assurer la formation d'une soudure dense, exempte de porosités, et réduire l'éclaboussage du métal, l'arc doit être le plus court possible. L'opération s'effectue avec autorégulation de l'arc et à une vitesse constante de l'amenée du fil dans la zone de soudage. Pour assurer dans ces conditions la stabilité de l'arc, la source d'alimentation (convertisseur de soudage) doit avoir une caractéristique rigide.

L'arc jaillit à la tension de 20 V et plus. Un arc court est plus stable si la polarité est inverse.

Pour assurer une caractéristique tombante, la bobine d'excitation des convertisseurs IIC-500 peut être déconnectée des balais de la machine pour rattacher ses extrémités sur le tableau des bornes. Ce bobinage est alimenté par un redresseur à sélénium individuel. On peut employer aussi une génératrice de 24 V prévue pour les bains galvaniques.

CHAPITRE XXIV

SOUDAGE PAR RÉSISTANCE

§ 1. Procédés de soudage par résistance

Dans le soudage par résistance les métaux à assembler sont amenés à l'état plastique par chauffage, puis réunis par pression ou par choc (refoulement) ; la compression rend plus facile l'interpénétration des atomes d'une pièce de métal dans l'autre.

La quantité de chaleur qui se dégage à l'endroit du contact est établie d'après la formule de Joule :

$$Q = 0{,}24 I^2 R t \text{ cal}, \qquad (83)$$

où I est l'intensité de courant, en ampères ;
R, la résistance du circuit à l'endroit du contact des pièces, en ohms ;
t, le temps de l'action du courant, en secondes.

Le soudage par résistance se distingue par l'échauffement rapide qu'il assure à l'endroit de soudage et qui dure des centièmes de seconde grâce à l'emploi d'un courant puissant.

Ce procédé a un rendement élevé ; il peut être facilement mécanisé et automatisé, et c'est pourquoi il a trouvé un large emploi dans le bâtiment et la construction mécanique.

Ses méthodes principales sont le soudage en bout, par points, à la molette ou au galet.

§ 2. Soudage en bout

Le procédé prévoit trois variantes : le soudage en bout par résistance pure, le soudage par étincelle et le soudage par touches d'échauffage et étincelage.

Lors du *soudage en bout par résistance pure* (fig. 168, *a*), les bords des pièces en contact sont réchauffés par un courant jusqu'à l'état plastique ; ensuite, le courant est débranché et les bords des pièces serrés l'un contre l'autre par l'action d'une forte pression. Ce procédé est employé pour l'assemblage des pièces d'acier à faible carbone et de métaux non ferreux à bon état de surface ; les surfaces à souder doivent être inférieures à 1000 mm^2.

Dans le *soudage par étincelle*, les pièces sont mises en contact quand le courant est branché. Une fois les pièces chauffées, celles-ci sont refoulées par une forte pression qui s'élève à 250-500 kg/mm^2. Le métal liquide et les oxydes qui se forment dans le joint sont alors exprimés et les pièces aboutées reçoivent la soudure. On utilise ce procédé pour l'assemblage des tubes à parois minces, des rails, des chaînes, des outils, des pièces estampées, ainsi que pour le soudage des matériaux hétérogènes, comme, par exemple, acier-cuivre-laiton, aluminium-cuivre, etc. L'avantage du procédé est sa bonne productivité et une qualité élevée de la soudure ; son défaut sont les pertes importantes de métal par déchet.

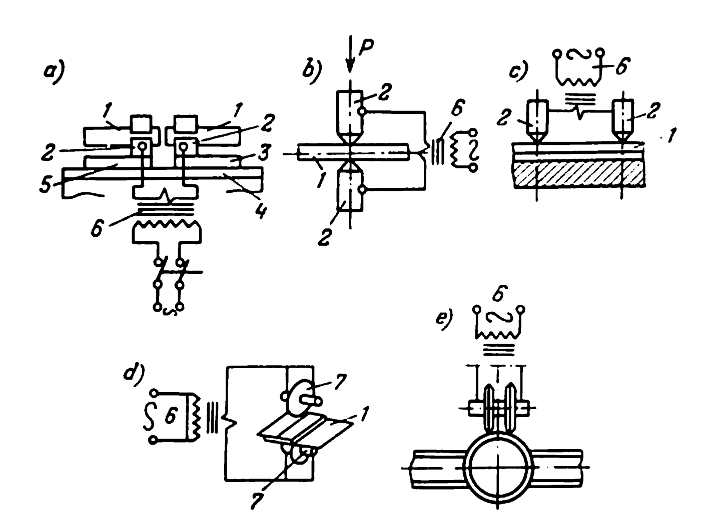


Fig. 168. Schéma de divers procédés de soudage par résistance

a — en bout; *b* — par points; *c* — par points multiples; *d—e* — à la molette; *1* — pièces; *2* — électrodes de cuivre; *3* — chariot mobile; *4* — plateau de guidage; *5* — plateau fixe; *6* — transformateur; *7* — molette

Le *soudage par touches d'échauffage et étincelage* est exécuté par l'alternance des approches et des reculs de pièces assemblées par le soudage. Quand on a réalisé une fusion suffisante, on serre brutalement les bouts à souder. Ce procédé est employé dans les cas où la puissance de l'appareillage disponible n'est pas suffisante pour réaliser le soudage par étincelle.

Les machines à souder en bout doivent fournir de 0,12 à 0,15 kVA par mm^2 de section du métal à souder ; pour le soudage des pièces à circuit fermé, la puissance doit être doublée. La tension varie de 5 à 15 V, la pression du refoulement, de 1,5 à 5 kg/mm^2.

Pour obtenir un assemblage de qualité, les sections des pièces doivent être égales et les surfaces à souder parallèles.

Suivant leur puissance et leur destination, les machines peuvent être prévues pour le soudage à commande manuelle ou automatique. Dans ces machines, la compression et le refoulement des pièces sont assurés par des dispositifs électriques, hydrauliques ou pneumatiques.

Le soudage en bout permet l'assemblage des pièces de sections diverses ; les formes de ces pièces peuvent être les plus variées : rondes, carrées ou façonnées. La soudure des tôles estampées peut atteindre 2 m de long. La résistance des soudures exécutées par ce procédé ne cède en rien à celle du métal de base, et c'est pourquoi on l'utilise pour la réalisation des assemblages importants.

§ 3. Soudage par points

Lors du soudage par points, les pièces sont placées de façon à recouvrir l'une l'autre ; elles sont alors serrées entre deux rondins métalliques formant les électrodes qui sont connectées au bobinage secondaire d'un transformateur abaisseur.

Une fois branché, le courant effectue l'échauffement local des pièces de métal superposées. La chaleur fait fondre la couche superficielle de la partie centrale la plus réchauffée du métal en contact avec les électrodes, tandis que les couches voisines se ramollissent jusqu'à l'état plastique. Ensuite, on coupe le courant et on procède à la compression des pièces par les électrodes. Le point de soudage ainsi formé a la structure d'un métal coulé et la forme d'une lentille.

La conductibilité électrique et thermique des électrodes doit être élevée, elles doivent garder la résistance requise jusqu'à 400°. Les électrodes sont fabriquées à partir du cuivre électrolytique étiré à froid, des alliages à base de tungstène et du bronze au cadmium. En outre, elles sont creuses pour assurer pendant le soudage le refroidissement à l'eau.

Le procédé compte deux variantes : soudage par points multiples (fig. 168, *c*) et par points simples (fig. 168, *b*).

Les machines à souder par points peuvent être fixes ou suspendues, mécaniques (à pédale) ou automatiques ; dans les machines à souder

automatiques le branchement et le débranchement du courant sont assurés par des contacteurs mécaniques, électromagnétiques ou ioniques. Les machines fixes peuvent être à points simples ou multiples, c'est-à-dire exécuter simultanément jusqu'à 50 points de soudage, et leur productivité s'élève jusqu'à 200 points de soudage par minute.

La puissance des machines à souder par points atteint 600 kVA ; la densité de courant ne doit pas être inférieure à 120 A/mm^2 ; la tension secondaire est de 1 à 12 V ; la pression entre les électrodes, de 2 à 12 kg/mm^2.

Le soudage par points est le procédé le plus répandu du soudage par résistance ; on l'utilise largement dans les industries aéronautique et automobile, lors de la fabrication des ossatures dans la construction des wagons, dans la fabrication des charpentes en béton armé, etc.

§ 4. Soudage à la molette

Le soudage à la molette est utilisé pour l'assemblage des tôles d'une épaisseur pouvant atteindre jusqu'à 4 mm. Les pièces à souder passent entre des électrodes en forme de molettes qui tournent et par lesquelles on fait passer un courant électrique (fig. 168, *d*).

Les soudures peuvent être exécutées par points ou en continu ; dans le premier cas on emploie des contacteurs. Le matériau des molettes est le même que celui des électrodes utilisées pour le soudage par points. Leur diamètre est de 40 à 350 mm, suivant la courbure des pièces soudées. L'intensité du courant varie de 2000 à 5000 A ; l'effort appliqué aux molettes s'élève à 500-600 kg, la vitesse du soudage est de 0,5 à 3,5 m/mn.

Le soudage à la molette est utilisé pour l'assemblage des réservoirs, des tubes et d'autres pièces en acier ou en alliages non ferreux qui doivent former des capacités étanches (fig. 168, *e*).

CHAPITRE XXV

SOUDAGE AUX GAZ ET ALUMINOTHERMIE

§ 1. Gaz employés dans le soudage

Pour assurer l'échauffement local des pièces métalliques assemblées par le soudage aux gaz, on utilise la chaleur de la combustion d'un gaz dans un courant d'oxygène ; la flamme qui se forme alors a une température très élevée. Quand le métal de base fond, on introduit dans la flamme la baguette de métal d'apport qui fond aussi pour former avec le métal de base un assemblage unique.

Le soudage aux gaz est largement employé dans les travaux de réparation et pour la fabrication des pièces à parois minces en acier ou en alliages non ferreux. Comme combustible on peut employer l'acétylène (C_2H_2), l'hydrogène (H_2), le gaz naturel d'une teneur en méthane (CH_4) d'environ 94%, le gaz de pétrole, les vapeurs de benzène et de kérosène.

C'est l'acétylène (C_2H_2) qui est le plus répandu, car sa combustion dans l'oxygène pur donne une flamme à la température la plus élevée (3 150°) et dégage la plus grande quantité de chaleur (11 470 cal/m³). Pour le coupage des métaux qui demande moins de chaleur, on peut employer aussi d'autres gaz.

L'*acétylène* est un gaz plus léger que l'air et l'oxygène. Si sa teneur dans l'air est de 2,8 à 65%, il forme un mélange explosif. L'acétylène s'enflamme à 420° ; à une pression supérieure à 1,75 atm il peut exploser, ainsi qu'au contact prolongé avec le cuivre et l'argent.

On l'obtient à partir du carbure de calcium par l'interaction de ce dernier avec de l'eau. La réaction se déroule avec dégagement d'une grande quantité de chaleur :

$$CaC_2 + 2H_2O = Ca\,(OH)_2 + C_2H_2 + 30\,400 \text{ cal/mole.} \qquad (84)$$

Le carbure de calcium est livré aux usagers dans des tonneaux de fer de 100 kg, en forme de morceaux granulés de 2 à 80 mm de section. 1 kg de carbure technique donne de 250 à 300 l d'acétylène.

L'acétylène est amené vers l'endroit de soudage soit depuis un générateur, dans lequel il est préparé à partir du carbure de calcium, soit depuis des bouteilles métalliques, où il est conservé dans une solution d'acétone sous une pression de 16 à 22 atm (à la pression supérieure à 1,5 atm l'acétylène pur présente un danger d'explosion). A la pression normale, 1 l d'acétone dissout environ 24 l d'acétylène. Pour assurer la sécurité, la bouteille d'acétylène est remplie de charbon de bois qui forme un système de vaisseaux capillaires.

L'oxygène, qui assure la combustion lors du soudage, est extrait de l'air par le refroidissement de ce dernier jusqu'à — 182,8°. A cette température, l'oxygène forme un liquide transparent bleuté ; 1 l de ce liquide donne 790 l de gaz sous la pression de 760 mm Hg.

L'oxygène liquide est transporté dans des récipients spéciaux à double paroi sur des camions ou par voie ferrée ; à l'endroit de sa consommation, il est versé dans des récipients-gazificateurs.

Les gazificateurs peuvent être chauds et froids. Dans les gazificateurs chauds, l'oxygène liquide en se réchauffant s'évapore, alors que dans les gazificateurs froids il est conservé à l'état liquide sous la pression de 15 atm. Selon la nécessité l'oxygène est réchauffé, évaporé et gazéifié dans des conduites, puis comprimé et dirigé sous une pression de 150 atm dans des bouteilles d'acier.

§ 2. Structure d'une flamme oxyacétylénique

La combustion totale de l'acétylène dans une atmosphère d'oxygène peut être caractérisée par la formule généralisée suivante :

$$C_2H_2 + 2,5O_2 = 2CO_2 + H_2O_{vapeur} + 306\,800 \text{ cal/mole.} \quad (85)$$

Du fait, elle se compose de trois phénomènes élémentaires :

1) la décomposition de l'acétylène en constituants : $C_2H_2 \rightleftarrows 2C + H_2$;

2) la première période de combustion des produits de décomposition de l'acétylène, qui consiste dans la combustion incomplète du carbone $2C + O_2 \rightleftarrows 2CO$;

3) la deuxième période de combustion des produits de décomposition de l'acétylène ; elle comporte l'oxydation de CO en CO_2 et de H_2 en H_2O_{vapeur} et peut être exprimée par la réaction $2CO + H_2 + 1,5\,O_2 \rightleftarrows 2CO_2 + H_2O_{vapeur}$.

La fig. 169 représente le schéma d'une flamme constituée par trois zones distinctes : le dard *1*, la zone réductrice *2* et le panache ou la zone extérieure *3*.

Le dard a la forme d'un cône tronqué dont l'extrémité est arrondie. Cette partie de la flamme est constituée par les produits d'une décomposition partielle de l'acétylène et par des particules de carbone solides portées à l'incandescence et qui émettent une lumière aveuglante (la partie de la flamme la plus brillante).

Dans la zone réductrice *2*, la chaleur se dégage surtout grâce à la transformation en oxyde de carbone des particules incandescentes de carbone. Dans cette zone, la température la plus élevée (jusqu'à 3000°) est créée à 3-5 mm de l'extrémité du dard. Les produits de la combustion de l'acétylène (CO et H_2), présents ici, peuvent réduire les oxydes y compris les oxydes de fer qui se forment lors du soudage.

La combustion terminale de CO en CO_2 et de H_2 en H_2O_{vapeur} avec excédent d'oxygène de l'air s'effectue dans le panache *3*.

Les produits gazeux de cette zone qui arrivent avec l'oxygène (mélange CO_2, H_2O_{vapeur} et O_2) possèdent une propriété oxydante, bien qu'ils créent un barrage qui empêche le contact direct du métal en fusion avec l'air.

Suivant le rapport d'oxygène et d'acétylène dans le mélange combustible, la flamme oxyacétylénique peut être :

1) neutre ou normale, si $O_2 : C_2H_2 = 1-1,2$ (voir fig. 169) ;

2) carburante, si $O_2 : C_2H_2 < 1$, et si l'acétylène est en excédent ; le dard s'al-

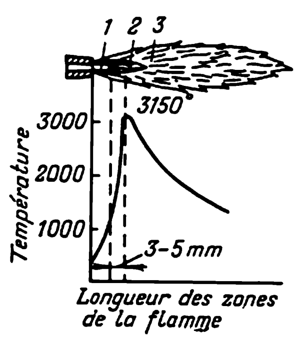


Fig. 169. Structure d'une flamme oxyacétylénique

longe par rapport à la flamme neutre, et le contour de la flamme n'est plus net. Elle est employée pour le soudage de la fonte et le rechargement des aciers rapides et des alliages durs ;

3) oxydante, si $O_2 : C_2H_2 > 1,3$, c'est-à-dire si l'oxygène est en excédent. La flamme acquiert un ton bleu; son dard diminue par rapport au normal.

§ 3. Matériel pour le soudage oxyacétylénique

Il est constitué par les générateurs d'acétylène, les bouteilles pour les gaz comprimés, les détendeurs et les chalumeaux.

L'acétylène est préparé généralement par des générateurs, qui décomposent le carbure de calcium par l'eau.

Il existe trois systèmes de générateurs suivant le caractère de l'interaction du carbure avec l'eau, déterminée par la construction du générateur.

1) Chute de carbure dans l'eau (fig. 170,*a*), lorsque des portions de carbure de calcium sont chargées périodiquement dans un grand volume d'eau. Ces générateurs permettent d'obtenir du carbure le pourcentage le plus élevé d'acétylène jusqu'à 95%.

2) Chute d'eau sur le carbure (fig. 170,*b*), lorsque l'eau est versée périodiquement sur le carbure placé dans une boîte ouverte d'en haut. La boîte se trouve dans une cornue cylindrique horizontale fermée hermétiquement de l'extérieur. La production des générateurs de ce type est de 85 à 90% d'acétylène.

3) Générateurs à contact (fig. 170,*c*), où l'on assure le contact périodique du carbure et de l'eau, à mesure du débit de l'acétylène. C'est le système qui produit le moins d'acétylène à partir du carbure, et c'est la raison pour laquelle on l'utilise uniquement dans des appareils transportables d'une faible productivité.

Dans l'industrie on emploie des générateurs à basse pression (jusqu'à 0,1 atm), et à moyenne pression (jusqu'à 1,5 atm). Les générateurs à moyenne pression sont les plus commodes, car ils facilitent le réglage de la flamme, permettent de mieux stabiliser les

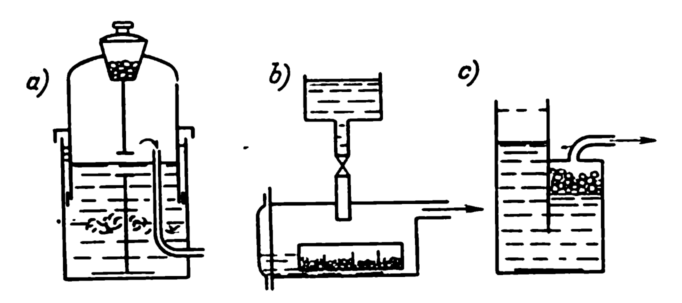


Fig. 170. Schémas des générateurs d'acétylène

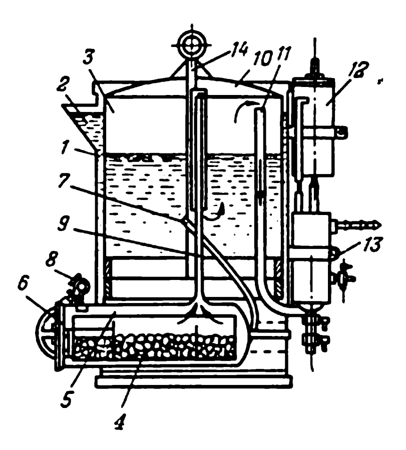


Fig. 171. Générateur d'acétylène à basse pression

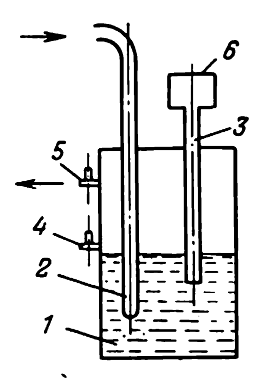


Fig. 172. Schéma de la constitution et du fonctionnement d'un bouchon hydraulique

conditions de soudage. Les générateurs à haute pression (supérieure à 1,5 atm) ne sont pas employés dans l'industrie.

La fig. 171 représente le schéma d'un générateur à basse pression très répandu du type ГА, d'une productivité maximale de 1,2 m^3/h et d'une pression jusqu'à 0,014 atm. L'eau est versée dans le corps du générateur *1* à travers l'entonnoir *2*. La cloche *3* qui flotte sur l'eau assure, par son poids, la pression nécessaire de gaz. Le carbure de calcium est chargé dans la caisse *4* placée dans la cornue *5* comportant une porte hermétique *6*. La quantité d'eau, amenée dans la cornue par le tube *7*, est réglée par le robinet *8*. L'acétylène, qui se dégage dans la cornue, passe par le tube *9* à travers le chapeau *10* sous la cloche, pour être refoulé par le tube *11* vers l'épurateur *12*, et ensuite, à travers le bouchon hydraulique *13*, vers le flexible fixé au chalumeau. Un tube protecteur *14* est soudé à la cloche pour assurer l'échappement de l'excédent d'acétylène dans l'atmosphère. Ordinairement, l'acétylène est livré au poste de soudage directement depuis le générateur, et seulement dans des cas particuliers, à l'état comprimé dans des bouteilles.

Les *bouchons hydrauliques* peuvent être de basse, moyenne et haute pression. Le principe du fonctionnement d'un bouchon à basse pression est le suivant (fig. 172) : l'acétylène est refoulé par le tube d'amenée *2* vers le bouchon *1* rempli d'eau jusqu'au niveau du robinet de trop-plein *4*. En passant à travers la couche d'eau, l'acétylène passe par le robinet *5* et vient jusqu'aux chalumeaux. La pression de travail dans le chalumeau est établie d'après la différence des niveaux dans le tube protecteur *3* ouvert d'en haut et le bouchon hydraulique. Quand il y a un coup de flamme, le mélange de gaz arrive

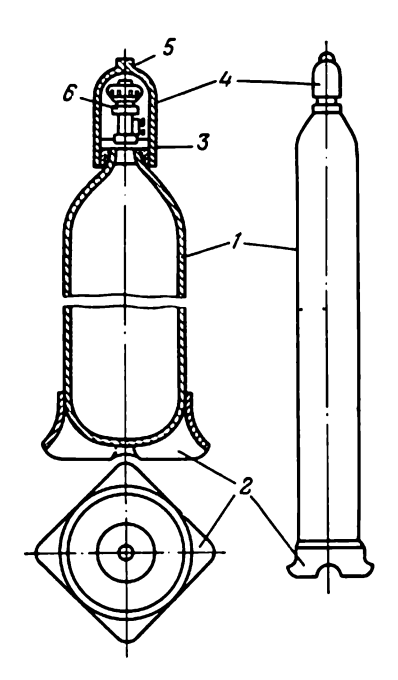


Fig. 173. Bouteilles pour gaz comprimés

dans le bouchon à travers le robinet *5* et repousse l'eau dans le tube d'amenée de gaz *2*. Le niveau d'eau dans le bouchon baisse et découvre le bout inférieur du tube protecteur, permettant ainsi aux gaz de sortir dans l'atmosphère. Le bouchon d'eau qui se forme dans le tube d'amenée *2* interdit au coup de flamme le passage dans le générateur. L'écran *6* repousse l'eau dans le bouchon hydraulique en réduisant son débit.

Les *bouteilles pour les gaz comprimés* (fig. 173) sont des récipients sans soudure en acier *1* d'une forme cylindrique, dont la partie inférieure est munie d'un pied fretté *2* en acier. La partie supérieure de la bouteille se termine par un goulot demi-sphérique *3* qui porte vissé le chapeau *4* de protection. Le goulot comporte un trou à filetage conique *5* où loge la valve *6* prévue pour le réglage de l'échappement du gaz depuis la bouteille.

Les bouteilles d'oxygène sont peintes en bleu, alors que les bouteilles contenant l'acétylène sont peintes en blanc ; la capacité normale d'une bouteille est de 40 l.

Les *détendeurs* sont destinés à réduire la pression du gaz jusqu'à celle de travail et la maintenir à ce niveau. Suivant le nombre de niveaux, les détendeurs peuvent être à simple ou à double détente. Les détendeurs à double détente assurent une chute de pression inférieure et une limite plus basse de détente. Dans le détendeur à simple détente, la pression du gaz est réduite dans une chambre, alors que dans celui à double détente, la réduction de la pression du gaz est réalisée dans deux chambres successives : dans la première, la pression tombe à 40-50 atm, dans la deuxième, à la pression de travail.

La fig. 174 représente un détendeur à double détente. Il est fixé sur la bouteille par un écrou à ailettes *1* vissé sur le raccord de la valve. En ouvrant la valve, le gaz se précipite dans le canal du raccord *2* après avoir passé par le tube *3*, constitué par plusieurs couches d'un tamis de laiton.

Le raccord est muni d'un absorbeur de chaleur de cuivre rouge *4* en forme de plaque avec plusieurs trous. Le gaz passe par l'absorbeur pour pénétrer dans le corps *5* du détendeur où sa pression est mesurée par le manomètre *6*. Dans cette partie de l'appareil la pression du gaz

est égale à celle de la bouteille ou du circuit. Ensuite le gaz arrive jusqu'à la soupape de réduction *7* ; en passant dans la première chambre de détente *8*, il se dilate jusqu'à la pression de 25 à 35 atm. Dans cette chambre se trouve un écrou *9* pour régler la pression ; cet écrou comprime le ressort principal *10*, déplaçant en haut le plateau de pression *11*, la membrane *12* et le plateau de transmission *13*. L'extrémité du plateau porte un goujon d'acier *14* qui relève la soupape de réduction *7*. Celle-ci est serrée contre la selle par le ressort de rappel *15*.

Après avoir passé la soupape de réduction *16* de la deuxième détente, le gaz arrive dans la deuxième chambre *17* où il se dilate jusqu'à la pression de travail. Celle-ci peut être réglée par la vis *18* dans les limites de 1 à 15 atm. La pression de travail est mesurée par le manomètre *19* dont les graduations du cadran sont prévues pour 30 atm alors que la valeur du trait est de 1 atm. La transmission du mouvement depuis la vis de réglage *18* à la soupape de réduction *16* de la deuxième chambre est assurée aussi par l'intermédiaire d'un ressort principal *20*.

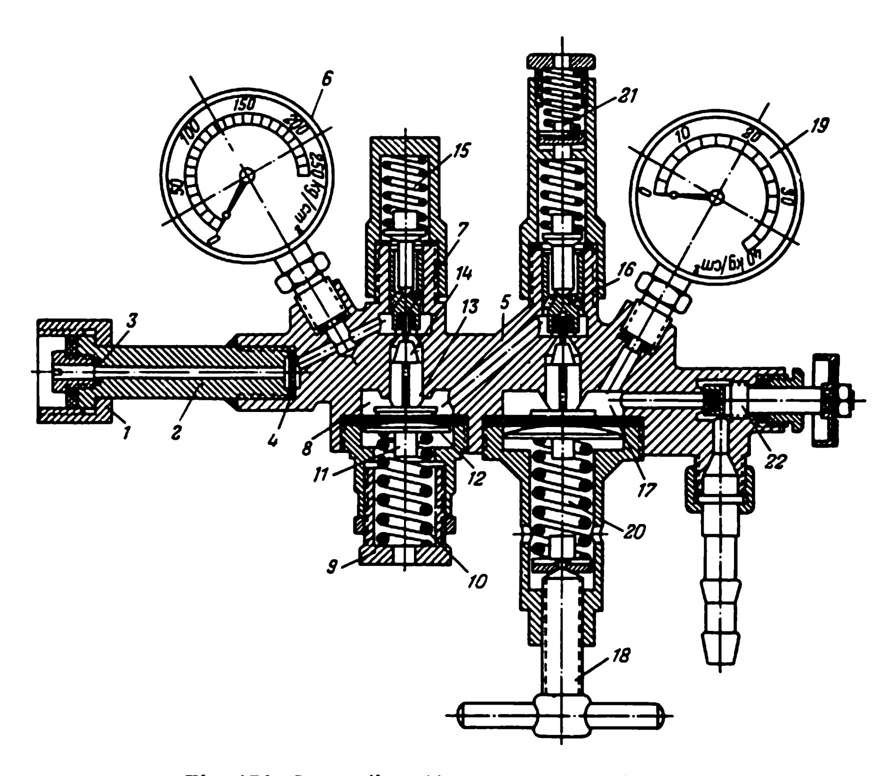


Fig. 174. Coupe d'un détendeur à deux chambres

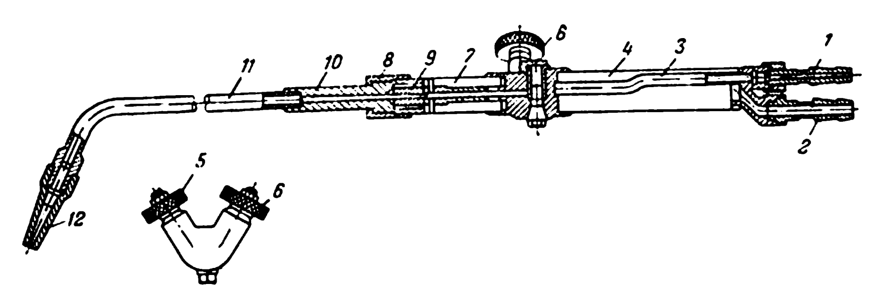


Fig. 175. Coupe d'un chalumeau à injection du type ГС

Le détendeur comporte aussi une soupape de sûreté *21* ; lorsque la pression s'élève à 45-50 atm, elle s'ouvre pour laisser passer l'excédent de gaz dans l'atmosphère. Au cas où l'on désire couper momentanément le débit du gaz, on recourt à la valve de fermeture *22*, fixée au raccord de sortie du gaz.

Après le détendeur, le gaz est refoulé vers le chalumeau.

Le *chalumeau* sert à former le mélange combustible et à l'amener vers la flamme de soudage. Les chalumeaux peuvent être à injection fonctionnant à basse pression, et sans injection fonctionnant à moyenne et à haute pression. D'après leur destination, on distingue les chalumeaux de soudage, d'oxycoupage, de brasage, de trempe superficielle, etc. D'après le nombre de flammes, ils peuvent être à flamme simple et multiflamme.

Dans le bâtiment et l'industrie on utilise largement les chalumeaux à injection. Un chalumeau de ce type du modèle ГС est représenté sur la fig. 175. L'oxygène est amené par le tube flexible de caoutchouc fixé au raccord à vis *1* et le tube *3*, alors que l'acétylène est amené par le raccord à vis *2* et le tube manche *4*. La quantité de gaz est réglée par les valves *5* et *6*.

Pour le soudage des métaux de diverses épaisseurs, le chalumeau ГС est doté d'un jeu de buses interchangeables (du n° 0 jusqu'au n° 7). Les buses sont placées dans le support *7* sur lequel on visse l'écrou de serrage *8*.

En passant par la valve *5*, l'oxygène arrive dans l'injecteur *9* pour passer dans le mélangeur *10*, tout en créant une dépression dans le canal d'acétylène. Le mélange des gaz qui sort du mélangeur *10* parcourt le tube *11* de la buse *12*, puis s'échappe dans l'atmosphère.

Le débit d'acétylène est de 50 à 2 800 l/h, celui de l'oxygène, de 50 à 3 100 l/h.

A l'aide du chalumeau ГС à injection on peut souder des pièces en acier de 0,8 à 30 mm d'épaisseur.

L'utilisation des chalumeaux multiflammes à plusieurs buses élève le rendement et améliore la qualité de la soudure.

Pour allumer le gaz, on ouvre un peu la valve d'oxygène, puis on ouvre complètement la valve d'acétylène. Ensuite, on allume le

mélange qui sort de la buse et on règle la flamme à l'aide des valves. Pour éteindre la flamme, on ferme d'abord la valve d'acétylène, puis celle d'oxygène.

§ 4. Technique du soudage oxyacétylénique

Pour obtenir une soudure de qualité, il faut choisir judicieusement le chalumeau d'une puissance correspondante, le matériau d'apport, le réglage de la flamme, ainsi que le procédé du déplacement du chalumeau le long de la soudure et l'angle de son inclinaison.

La puissance du chalumeau dépend de l'épaisseur et de la conductibilité thermique du métal à souder. Plus la conductibilité thermique du métal est élevée, plus le débit assuré par la buse doit être grand.

L'endroit à souder est d'abord réchauffé au chalumeau jusqu'à la formation d'un bain de fusion. Ensuite, on ajoute dans le bain le métal en fusion du fil ou de la baguette d'apport.

Si l'épaisseur du métal à souder est faible, on recourt au soudage à gauche, quand le chalumeau se déplace de droite à gauche. La baguette d'apport se trouve alors à gauche du chalumeau et se déplace devant la flamme.

Lorsque l'épaisseur du métal à souder est supérieure à 5 mm, on procède par soudage à droite ; le chalumeau est déplacé devant le fil d'apport, de gauche à droite. Le soudage à droite élève le rendement de 20-25% et diminue le débit d'acétylène de 15-25%.

L'inclinaison du chalumeau par rapport à la surface à souder dépend de l'épaisseur du métal. Lorsque celle-ci est plus grande, la quantité de chaleur qu'il faut localiser est plus grande elle aussi, et l'on devra, par conséquent, incliner plus le chalumeau.

Les soudures plates et au plafond sont exécutées par le procédé à droite, alors que les soudures verticales, par le procédé à gauche en montant.

Dans le soudage aux gaz, la composition chimique du matériau d'apport (fil ou baguettes) doit être proche de celle des pièces soudées.

Le diamètre du fil d'apport est choisi en fonction de l'épaisseur du métal de base. Pour un choix approximatif on peut utiliser la formule empirique

$$d = \frac{e}{2} + 1, \qquad (86)$$

où d est le diamètre de la baguette d'apport, en mm;
e, l'épaisseur du métal de base, en mm.

L'emploi des flux améliore la qualité du soudage aux gaz, car ils protègent la soudure de l'oxydation.

Soudage autogène par pression. C'est une des variantes du soudage oxyacétylénique. Les bouts des pièces à assembler sont réchauffés par une flamme oxyacétylénique jusqu'à ce qu'ils deviennent plastiques ou fondent, après quoi on les soude, en appliquant un effort mécanique.

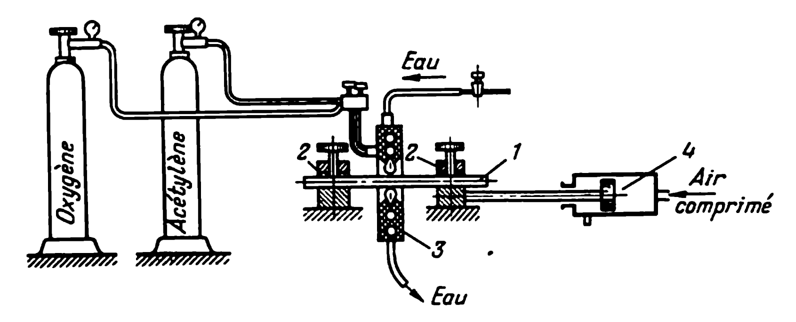


Fig. 176. Schéma du soudage autogène par pression

Son schéma de principe est représenté sur la fig. 176. Les pièces à souder *1* sont serrées dans un dispositif spécial *2*; l'endroit d'aboutage est réchauffé rapidement par un chalumeau multiflamme *3*, dont la forme dépend de la configuration de la section des pièces à souder. Le chalumeau est refroidi à l'eau. Quand le métal à l'endroit d'aboutage passe à l'état plastique, le mécanisme de refoulement *4* assure le serrage. Pour régulariser l'échauffement des surfaces à souder, le chalumeau est déplacé par un mouvement oscillant couvrant une bande de 10 mm de chaque côté de l'axe.

Le soudage autogène par pression est largement employé pour l'assemblage des conduites maîtresses, des rails, des outils, etc.

§ 5. Aluminothermie

Dans ce procédé, l'échauffement des pièces est assuré par la chaleur de la réaction exothermique de la combustion de la thermite, qui est un mélange d'aluminium en poudre (20-22%) et d'oxyde de fer (80-78%).

La combustion de la thermite se déroule suivant la réaction

$$Fe_2O_3 + 2Al = Al_2O_3 + 2Fe + 185\,000 \text{ cal/mole.} \qquad (87)$$

Cette réaction a lieu quand la température de la thermite est portée, ne serait-ce que dans un point, à 1 200-1 300° à l'aide d'une amorce. Pendant la combustion, la température atteint 3 000°. La réaction aboutit à former du fer liquide réduit et du laitier.

On distingue les procédés suivants de l'aluminothermie :

1) le soudage par fusion sans pression ; 2) le soudage indirect par pression ; 3) le soudage mixte, lorsque les pièces sont d'abord portées à la fusion, puis soudées par pression.

Quel que soit le procédé, les abouts des pièces spécialement préparés sont couverts d'un moule réfractaire formé de deux parties.

La masse de thermite fondue dans un creuset est versée dans ce moule réfractaire pour faire fondre ou porter à l'état plastique les pièces à souder à l'endroit de leur aboutage.

L'aluminothermie est utilisée pour l'assemblage des rails, des tubes et la réparation de grosses pièces.

CHAPITRE XXVI

SOUDABILITÉ DES MÉTAUX

§ 1. Soudabilité des aciers au carbone

Les facteurs décisifs qui influent sur la soudabilité des aciers sont la composition chimique, les propriétés physiques et le traitement thermique des pièces.

La teneur en *carbone* est un facteur qui exerce une grande influence sur les propriétés de la soudure. La modification de sa teneur influe sur la résistance, la dureté et la ductilité de la soudure. Une teneur en carbone de plus de 0,3% élève l'autotrempabilité de la zone de surchauffe du métal de base et l'acier devient plus fragile. Lors du soudage à l'arc l'influence du carbone se fait beaucoup moins ressentir que lors du soudage aux gaz.

Les aciers au carbone de construction se soudent bien par tous les procédés si leur teneur en carbone est inférieure à 0,27%, et assez bien, si elle ne dépasse pas 0,35%. Pour obtenir une soudure de qualité à l'arc et aux gaz, il faut choisir judicieusement le régime et bien protéger le métal rechargé contre l'action de l'air.

Les aciers de construction d'une teneur en carbone supérieure à 0,36% ont une tendance à la fissuration, de façon qu'un préchauffage et un traitement thermique après le soudage s'imposent. L'emploi d'un métal d'apport à faible teneur en carbone permet d'éviter la trempe de la soudure ; la résistance du cordon peut être assurée par l'affinage du métal rechargé par du manganèse, du silicium et d'autres éléments.

La teneur en *phosphore* d'un acier supérieure à 0,04% exerce une influence nocive sur les propriétés mécaniques de la soudure en élevant sa fragilité.

Le *soufre* exerce une action très nocive sur la soudabilité des aciers en provoquant leur fragilité à chaud. La teneur supérieure à 0,04% en soufre provoque la fissuration du métal (surtout lors du soudage aux gaz).

§ 2. Soudage des aciers alliés

Le soudage des aciers alliés présente plusieurs difficultés : il est accompagné de brûlure des éléments d'alliage, de dégagement des carbures lors de l'échauffement ; le métal rechargé et celui de la zone de surchauffe ont une tendance à l'autotrempabilité ; de plus, on observe l'apparition des tensions de retrait et la fissuration du métal due à une faible conductibilité thermique de certaines nuances des aciers alliés.

Pour prévenir ou éliminer ces inconvénients, il est recommandé d'éviter la surchauffe du métal, d'observer rigoureusement les régimes prévus de soudage, d'employer des flux et des enrobages spéciaux et d'effectuer le préchauffage des pièces avant le soudage et leur traitement thermique après le soudage.

La soudabilité d'un acier de construction faiblement allié de la classe perlitique, dont la teneur globale en éléments d'alliage s'élève environ à 3-4%, est déterminée surtout par sa teneur en carbone. Si celle-ci est inférieure à 0,2%, l'acier se soude bien ; à 0,35%, assez bien ; à 0,4% sa soudabilité est limitée, et à plus de 0,4%, très mauvaise : l'acier doit subir obligatoirement un préchauffage et un recuit après l'opération.

La soudabilité des aciers au chrome inoxydables à 12-14% de Cr est bonne si la teneur en carbone ne dépasse pas 0,2%. Pour prévenir la brûlure du chrome, on utilise au cours du soudage des revêtements de protection contenant du chrome. Pour souder les aciers au chrome il est recommandé de recourir au soudage à l'arc avec préchauffage obligatoire et traitement thermique ultérieur. Après le soudage les aciers au chrome deviennent fragiles et les soudures ne supportent pas de déformations importantes. La ductilité des soudures est rétablie par un recuit à 760°.

Les aciers d'une teneur en chrome supérieure à 17% se rapportent à la classe ferritique. Pour leur soudage, il est recommandé d'employer le préchauffage jusqu'à environ 200°, pour élever un peu leur ductilité.

La soudabilité des aciers d'une teneur en chrome de 25 à 30% est bonne ; toutefois, le grossissement du grain observé aux températures de soudage et la formation des tensions internes altèrent les propriétés mécaniques du métal du cordon. Pour enlever les tensions internes on procède au recuit après soudage à la température de 950-980°.

Le grossissement des grains peut être prévenu par l'introduction dans la composition des électrodes ou des enrobages du titane, du vanadium et d'aluminium.

Le soudage des aciers au chrome de toutes les nuances est exécuté avec des électrodes d'une même composition chimique que le métal de base en portant sur leur surface un enrobage spécial. Ce dernier prévient la brûlure du chrome et en sature le bain de fusion.

Le soudage des aciers austénitiques et inoxydables d'une teneur de 18% Cr et de 8% Ni ne présente pas de difficultés.

Le soudage de l'acier austénitique d'une teneur de 0,8 à 1,3% C et de 12 à 14% Mn provoque le dégagement des carbures à partir de l'austénite ; là où se trouvait la zone de surchauffe, on peut même observer une transformation partielle de l'austénite en martensite. Ce phénomène réduit sensiblement la plasticité du métal et peut conditionner la fissuration. Pour prévenir cette dernière, le soudage doit être exécuté le plus vite possible, ou en refroidissant à l'eau la soudure qui vient d'être exécutée.

Le soudage de l'acier au manganèse est effectué par des électrodes d'une même composition que le métal de base, ou avec des électrodes d'acier au manganèse-nickel avec enrobage spécial.

§ 3. Soudage de la fonte

Le soudage de la fonte présente des difficultés considérables par suite des particularités de la structure de ce métal (la présence du graphite libre) et de la teneur élevée en carbone. D'autre part, l'échauffement peut provoquer la fissuration d'un métal à mauvaise plasticité.

Le soudage de la fonte peut être réalisé à chaud et à froid.

Pour le *soudage à chaud* on procède au préchauffage des pièces jusqu'à 600-650°. Cette température est maintenue au cours de toute l'opération. A l'endroit du soudage on forme un bain volumineux de métal liquide qui a pour tâche de ralentir le refroidissement du métal et de prévenir sa trempe. Le refroidissement ralenti assure une meilleure graphitisation de la fonte, prévient sa fissuration et contribue à la formation d'une soudure étanche. Si l'opération est menée judicieusement, le métal rechargé reçoit la structure d'une fonte grise avec des précipitations de graphite bien formées.

La fonte peut être soudée à l'arc ou aux gaz, avec préchauffage général ou local. Le préchauffage général est employé pour le soudage de petites pièces d'une forme tourmentée ; il est réalisé dans des caisses métalliques réchauffées par du charbon de bois.

Une fois le soudage de la pièce terminé, on la couvre avec de l'amiante ou du charbon, pour ralentir son refroidissement.

Comme matériau d'apport on emploie des tiges de fonte d'une teneur de 3,6% Si. Comme flux on utilise du borax calciné ou un mélange de borax (50%), de bicarbonate de sodium (47%) et de silice (3%).

La flamme de soudage doit être carburante ou comporter un faible excédent d'acétylène. Sa puissance est choisie d'après l'épaisseur du métal, à raison de 100 à 120 l/h d'acétylène par mm d'épaisseur.

Le procédé du *soudage à froid* est plus répandu ; on recourt à l'arc électrique, sans employer le préchauffage. Les électrodes sont formées par des tiges de fonte ou d'acier à enrobage spécial, par des

tiges formées d'alliage de cuivre et de nickel (monel), etc. Le monel (70% de nickel et 30% de cuivre) est employé pour la correction de divers défauts dans les pièces de fonte.

Lors du soudage à froid des pièces de fonte, la température ne s'élève pas au-dessus de 30 à 40° ; c'est pourquoi la soudure doit être courte. Afin de ralentir le refroidissement, la soudure est couverte par des tôles d'amiante.

Pour que la dureté du métal ne s'élève pas à l'endroit du soudage, on utilise des électrodes combinées, formées, par exemple, d'une âme d'acier d'un diamètre de 3 à 5 mm recouverte d'un enrobage mince et placée dans un tube de cuivre.

Il est recommandé d'améliorer les propriétés mécaniques de la soudure en plaçant à l'endroit du soudage des goujons d'acier filetés, qui transmettront les tensions thermiques à toute la pièce.

Le soudage de la fonte malléable est plus simple à réaliser car elle possède une certaine ductilité qui exclue la fissuration. Si après l'opération la pièce doit subir un recuit, on effectue le soudage à l'arc ou le soudage aux gaz en utilisant des électrodes d'acier ; si la pièce ne subit pas le recuit, on peut effectuer le soudage aux gaz avec un apport de laiton, ou le soudage à l'arc, en employant une électrode de monel.

Le soudage des fontes résistantes est beaucoup plus compliqué : il est d'abord difficile d'assurer à la soudure des propriétés mécaniques élevées, et puis ces fontes possèdent une forte tendance à la trempabilité.

Les défauts de fonderie de fonte peuvent être corrigés par un soudage aux gaz en employant des électrodes de fonte au magnésium. La correction de petits défauts des pièces de fonte est assurée par le soudage à l'arc, en employant des électrodes de fer au nickel.

§ 4. Soudage de l'aluminium et de ses alliages

Le soudage de l'aluminium et de ses alliages présente certaines difficultés. L'aluminium s'oxyde facilement. Sa surface se couvre d'une pellicule d'oxyde ou d'alumine Al_2O_3 qui a un point de fusion (2050°) plus élevé que celui de l'ébullition de l'aluminium (1800°) ; il en est de même pour le poids spécifique : 3,85 g/cm³ pour la pellicule et 2,7 g/cm³ pour l'aluminium. La pellicule protège le métal contre la corrosion mais rend difficile le soudage des bouts. L'échauffement fait passer rapidement l'aluminium de l'état solide à l'état liquide, phénomène qui provoque souvent des fléchissements, des cassures et des chutes de secteurs entiers.

La conductibilité thermique de l'aluminium et de ses alliages est élevée, sa chaleur latente de fusion est élevée aussi, et c'est pourquoi son soudage s'effectue avec absorption d'une grande quantité de chaleur.

A l'état liquide, l'aluminium dissout bien l'hydrogène. Si la température baisse, la solubilité de l'hydrogène diminue ; il se dégage et se répartit selon les joints des grains en formant de petites bulles qui altèrent la résistance de la soudure et de la zone de transformation.

Lors de la solidification, l'aluminium et ses alliages donnent un grand retrait qui peut conditionner la fissuration près de la soudure. Pour diminuer le retrait et la fissuration, on emploie des électrodes d'une composition spéciale.

Compte tenu de ces particularités, avant le soudage les bouts des pièces d'aluminium et des baguettes d'apport sont nettoyés avec une brosse métallique pour les décrasser, puis décapés à l'essence ou avec une solution de soude caustique ; ensuite on les soumet à l'attaque. Celle-ci est réalisée dans une solution de soude caustique (45-55 g), de fluorure de soude (40-50 g) et d'eau (1 l). La température du bain doit être de 50 à 70° et la durée de l'opération, 1 mn. Après le bain, les pièces sont lavées à l'eau froide et chaude.

Les procédés de soudage de l'aluminium et de ses alliages sont les mêmes que ceux décrits ci-dessus.

Les tôles d'une épaisseur inférieure à 4 mm sont soudées bout à bout sans chanfreinage, avec un écartement de 0,5 mm. Pour les épaisseurs de 4 à 18 mm, on exécute un chanfreinage en V, tandis que les tôles de plus de 18 mm d'épaisseur sont chanfreinées en X, sous un angle de 30 à 35°. Le soudage de tôles d'une faible épaisseur peut être exécuté sans matériau d'apport, avec rabattement des bouts.

Tenant compte que la surface de l'aluminium et de ses alliages s'oxyde facilement, il est recommandé, lors du soudage aux gaz, d'employer une flamme à faible excédent d'acétylène. La puissance de la flamme est choisie légèrement supérieure à celle du soudage de l'acier.

Pour dissoudre la pellicule d'oxyde et pour l'éliminer du bain de fusion, on utilise des flux en poudre ou des pâtes d'une composition spéciale. Le flux le plus employé est AФ-4a d'une teneur de 50% en chlorure de potassium, de 28% en chlorure de sodium, de 14% en chlorure de lithium et de 8% en fluorure de sodium. Après soudage, le laitier et le flux résiduaire sont éloignés de la surface du métal par de l'eau chaude, puis par une solution de 5% d'acide nitrique avec 2% de bichromate de potassium, puis de nouveau par de l'eau pendant 5 mn. Ensuite, la soudure est séchée.

On emploie comme métal d'apport le fil de la même composition que la pièce à souder. Lors du soudage de l'alliage AMЦ et de certains autres alliages se prêtant à un traitement thermique, on obtient de bons résultats en employant comme matériau d'apport le fil AK d'une teneur d'environ 5% en Si. Ce fil assure une coulabilité élevée de la soudure, et un retrait faible lors de son refroidissement.

Le soudage des pièces de fonderie d'aluminium est effectué avec préchauffage jusqu'à 250-260°; pour obtenir une soudure à structure

fine et éliminer les contraintes résiduelles, on soumet parfois le métal au recuit à 300-350°.

Lors du soudage à l'arc avec une électrode métallique, on emploie un enrobage spécial composé de 15% de chlorure de sodium, de 50% de chlorure de potassium et de 35% de cryolithe. 100 g de cette composition sont mélangés à 50 cm³ d'eau. Le rôle du liant revient au chlorure de sodium qui constitue en même temps le flux. L'épaisseur de l'enrobage est de 1 à 1,2 mm de chaque côté de l'électrode.

Le soudage est réalisé au courant continu et à polarité inverse.

Le soudage à l'arc par électrode de charbon est exécuté avec un métal d'apport et un flux de la même composition que pour le soudage aux gaz.

Le soudage à l'hydrogène atomique est employé pour la fabrication des pièces de construction de grande importance ; il permet d'assembler des pièces de 1,5 à 10 mm d'épaisseur. Le métal d'apport et le flux sont les mêmes que pour le soudage aux gaz.

Le soudage à l'argonarc est assuré par une électrode fusible ; les pièces assemblées peuvent avoir une épaisseur de 4 à 100 mm et plus ; pour des épaisseurs de 0,5 à 15 mm on utilise des électrodes réfractaires. Dans ce procédé on n'emploie pas de flux, ce qui permet de réaliser des assemblages en bout, en T, à recouvrement et autres. Le soudage à l'argonarc est recommandé pour l'exécution des constructions importantes sollicitées par des contraintes très élevées, ou qui doivent assurer l'étanchéité.

Dans le soudage par résistance des alliages d'aluminium on utilise des courants d'une intensité plus élevée que pour l'assemblage des aciers de la même épaisseur ; la durée de l'opération est inférieure. Ce phénomène s'explique par une conductibilité thermique et une conductibilité électrique plus élevées des alliages d'aluminium par rapport à celles de l'acier ; ainsi, pour exécuter une soudure par points des tôles d'acier de 2 mm d'épaisseur, il est recommandé d'utiliser un courant de 7 500 A pour une durée de l'opération de 0,5 s, et une pression aux électrodes de 300 kg, alors que pour le soudage des tôles de duralumin de la même épaisseur, l'intensité du courant doit être portée à 31 000 A pour une durée de l'opération de 0,12 s, et une pression aux électrodes de 500 kg.

Les machines utilisées pour le soudage des alliages d'aluminium sont munies de contacteurs à ignitrons spéciaux, qui permettent d'assurer une petite vitesse de soudage.

§ 5. Soudage des alliages à magnésium

Dans l'industrie on emploie des alliages de magnésium à manganèse, zinc et aluminium. Ces alliages se distinguent par leur faible poids spécifique (1,76-1,8 g/cm³) et leurs propriétés mécaniques suffisamment élevées. La température de leur fusion est de 460 à 650°.

Le magnésium entre activement en réaction avec l'oxygène et forme à la surface une pellicule d'oxyde de magnésium ou de magnésie, moins tenace pourtant que celle de l'aluminium ; c'est pourquoi la pellicule de magnésie protège mal les alliages de magnésium contre la corrosion.

Le soudage des alliages de magnésium est rendu difficile par l'inflammabilité facile et la température peu élevée de leur fusion, ainsi que par la formation à la surface du bain de fusion d'un oxyde de magnésium difficilement fusible (2500°). Lors de l'échauffement, ces alliages s'oxydent facilement. En outre, ils entrent activement en réaction avec l'azote pour former le nitrure de magnésium qui diminue la résistance de la soudure. Le magnésium dissout aussi l'hydrogène qui est à l'origine de la porosité de la soudure.

Le soudage des alliages de magnésium s'effectue à peu de chose près de la même façon que celui des alliages d'aluminium.

§ 6. Soudage du cuivre et de ses alliages

Le soudage de ces métaux présente certaines particularités.

La conductibilité thermique du cuivre métallique est très élevée ; elle est de 5,5 fois plus grande que celle du fer.

Lors de l'échauffement au-dessus de 400° dans une flamme oxydante, le cuivre forme des protoxydes Cu_2O. Avec ces derniers, le cuivre forme un eutectique fragile. Le protoxyde de cuivre se prête facilement à la réduction par l'hydrogène avec dégagement de la vapeur d'eau qui ne se dissout pas dans le cuivre solide ; lors de l'échauffement, cette vapeur est à l'origine d'une pression intérieure qui provoque la fissuration du métal.

Le soudage du cuivre est effectué surtout dans une flamme de gaz ou à l'aide d'un arc formé par des électrodes de charbon.

Dans le soudage aux gaz on emploie des baguettes d'apport en cuivre électrolytique ou en cuivre d'une teneur de 0,2% P et jusqu'à 0,3% Si. Ces deux éléments assurent une désoxydation énergique du bain de fusion.

Le flux le plus utilisé est un mélange de borax (70%), d'acide borique (10%) et de sel commun (20%).

Compte tenu de la conductibilité thermique élevée du cuivre, la puissance des chalumeaux doit être de 1,5 à 2 fois supérieure à celle du soudage de l'acier ; le débit d'acétylène est de 150-200 l/h par mm d'épaisseur de la pièce.

L'opération s'effectue à une grande vitesse (pour éviter la surchauffe dans la zone de la soudure), en inclinant la buse sous un angle de 70-80° par rapport à la surface de la pièce. Pendant l'opération, la température des pièces épaisses doit être maintenue à un certain niveau par un chalumeau auxiliaire. Pour élever les propriétés mé-

caniques de la pièce, il est recommandé de marteler la soudure portée à 400-500°, et de soumettre toute la pièce au recuit pour affiner sa structure.

L'arc pour le soudage du cuivre aux électrodes de charbon peut être libre ou noyé sous une couche de flux. Pour un arc libre on emploie des baguettes d'apport en cuivre phosphoreux avec un enrobage composé de borax, de phosphure de sodium, d'acide silicique et de charbon de bois. Pour l'arc noyé, on emploie des flux spéciaux.

Les pièces de cuivre, surtout les tôles, peuvent être soudées à l'arc avec emploi d'une électrode de cuivre. Le soudage, y compris le soudage automatique, est exécuté sous une couche de flux.

Le laiton est soudé surtout par une flamme oxyacétylénique et à l'arc de charbon. Le procédé de soudage du laiton est identique à celui du soudage du cuivre. Actuellement, on a mis au point un procédé automatique de soudage du laiton par l'arc de charbon sous une couche de flux.

Le bronze est soudé au gaz, à l'arc et à l'argonarc. A la température d'environ 600°, le bronze à l'étain acquiert une fragilité élevée, et c'est pourquoi pour le souder on le place sur des cales. Ces cales sont déstinées à évacuer la chaleur excédentaire pour accélérer le refroidissement du métal du bain.

Pour le soudage aux gaz du bronze on emploie comme flux du borax, pour le soudage des bronzes à l'aluminium, le flux de la nuance AФ-4a.

§ 7. Soudage et brasage du titane et de ses alliages

Pour souder le titane et ses alliages on utilise largement le soudage à l'arc en atmosphère neutre ou dans une chambre remplie d'un gaz inerte. Le soudage est exécuté par des électrodes de tungstène et au courant continu.

Lors du soudage par points, l'atmosphère de protection n'est pas obligatoire, mais la surface doit être bien décapée.

Pour le brasage, le titane doit être réchauffé à la flamme ou dans des fours ayant une atmosphère de protection.

L'échauffement par induction a ses avantages. Le soudo-brasage par induction permet d'employer une atmosphère de protection et assurer un échauffement local, rapide et régulier.

Lors du brasage par résistance, il est difficile d'obtenir un échauffement régulier. A proximité des bords d'assemblage la brasure ne fond pas, alors qu'au centre le matériau se réchauffe très fort.

On ne peut pas utiliser comme brasures le cuivre et ses alliages, car le titane forme avec eux des combinaisons fragiles. Les meilleures brasures sont l'argent et ses alliages. Le système titane-nickel constitue une brasure assez bonne quand sa teneur en nickel est de 28 à 66%, et les points de fusion varient de 955° à 1110°.

§ 8. Rechargement des métaux

Le rechargement permet d'élever localement la résistance mécanique et la résistance à l'usure du métal de base.

On emploie comme matériaux de rechargement le stellite, le sormaït, le stalinite et d'autres alliages durs ou résistants à l'usure.

Le rechargement peut être exécuté par les procédés aux gaz, à l'arc ou à l'argonarc.

Le soudage aux gaz ou à l'argonarc assure une composition plus homogène de la couche rechargée, alors que le soudage à l'arc est plus économique.

En règle générale, l'épaisseur de la couche rechargée doit être inférieure à 2 mm ; si elle est plus grande, elle élève la tendance à la fissuration.

La gamme d'opérations et les procédés de rechargement doivent assurer la réalisation d'un assemblage résistant de la pièce d'alliage considéré avec le métal de base, limiter leur brassage et prévenir les fissurations et autres défauts de la couche rechargée.

Avant de procéder au rechargement, les pièces doivent être portées à 350-500°. Après l'opération, on les refroidit lentement.

Le rechargement élève de trois à quatre fois la durée de service des pièces et permet de rétablir à plusieurs reprises les pièces usées.

CHAPITRE XXVII

CONTRÔLE DE LA QUALITÉ ET REBUTS DU SOUDAGE

§ 1. Déformations et contraintes lors du soudage

Lorsque l'on chauffe ou l'on refroidit les métaux au cours de leur soudage, ces métaux sont sollicités par des contraintes thermiques considérables ; après le refroidissement complet de ces métaux des contraintes résiduelles y demeurent. Si elles sont grandes et dépassent la limite élastique, le métal de la zone chauffée subit une déformation plastique.

Les contraintes et les déformations sont dues: 1) à l'échauffement et au refroidissement irréguliers du métal ; 2) au retrait du métal rechargé lors de sa transformation de l'état liquide à l'état solide, qui conditionne l'apparition de grands efforts de traction provoquant le gauchissement ou la fissuration des pièces fabriquées à partir des métaux fragiles ; 3) aux transformations de structure dans le métal rechargé et de base, qui ont lieu dans la zone de surchauffe et qui peuvent être accompagnées d'un changement du volume de la pièce.

Les contraintes dues à la modification de la structure importent seulement pour les aciers trempables (surtout alliés), car la formation de la martensite lors de la trempe du métal est accompagnée d'augmentation de son volume.

La grandeur des déformations et des contraintes est également fonction de la forme des pièces, de leurs dimensions et de l'étendue de la zone de chauffe lors du soudage. Les contraintes et les déformations dans les pièces de simple configuration soudées à l'arc électrique sont beaucoup moins importantes que dans les pièces soudées aux gaz, où la zone de chauffe est plus grande.

Les contraintes dues au soudage peuvent être prévenues par :

1) le préchauffage de la pièce pour réduire l'écart de température, ainsi que le ralentissement du rythme de refroidissement. La température de préchauffage est établie d'après les propriétés du métal ;

2) le recuit de la pièce en acier à 550-650° ;

3) le martelage léger, en portant des coups de marteau aux soudures exécutées en passes multiples, pour éliminer les petites fissures.

Pour éviter la déformation des métaux au cours de leur soudage on utilise généralement les procédés suivants :

1) le soudage en passes multiples, au cours duquel le cordon à exécuter est divisé en plusieurs secteurs de 150 à 200 mm, ce qui permet d'éviter la concentration de chaleur et réduire la zone de chauffe de la pièce ;

2) la déformation préalable de la pièce en sens inverse et de la même grandeur que la déformation prévue. On utilise ce procédé lorsque les soudures sont asymétriques ;

3) l'équilibrage des déformations, c'est-à-dire l'exécution des soudures dans un ordre qui permet de corriger la déformation précédente par celle qui la suit ;

4) l'évacuation accélérée de la chaleur depuis la pièce soudée, ce qui réduit le volume du métal réchauffé et, donc, sa déformation. Le refroidissement est assuré par l'immersion d'une partie de la pièce dans l'eau (en laissant à la surface seulement l'endroit du soudage), ou par des cales de cuivre appliquées à la pièce ;

5) la fixation rigide des éléments dans des dispositifs spéciaux. Ce procédé réduit la déformation, mais par contre augmente les contraintes résiduelles ; pour les éliminer la pièce est soumise à un recuit après le soudage.

§ 2. Contrôle des soudures

Les défauts d'une soudure ou de la zone de métal de base qui lui adhère réduisent d'une certaine façon la résistance mécanique de l'assemblage.

Parmi les défauts principaux des soudures, on distingue :

1) le manque de pénétration ou absence de liaison entre la pièce et le métal rechargé, ou pénétration insuffisante du métal rechargé

dans le métal de base. Ces défauts sont dus le plus souvent à un choix irrationnel du régime et du procédé de soudage ;

2) la brûlure, qui est l'oxydation du métal de la soudure et du métal de base adhérent. La brûlure résulte de la formation d'un milieu trop oxydant, d'un arc trop long, d'un déplacement trop lent de la source d'échauffement, d'un régime trop élevé de soudage ;

3) la formation des trous dans une pièce lors du soudage à l'arc. Les causes principales sont un courant trop fort, une épaisseur insuffisante du métal, un chanfreinage insuffisant ;

4) la fissuration de la zone de transformation, qui est caractérisée par la formation d'une fissure dans le métal de base le long de la soudure. Les causes en sont une amenée irrégulière du rondin d'apport, le positionnement défectueux de l'électrode ou du chalumeau, et l'excédent de chaleur ;

5) les soudures trop chargées qui se forment par suite d'un choix incorrect du régime et de la vitesse de soudage ;

6) la porosité, c'est-à-dire l'apparition des piqûres, des soufflures ou des rugosités à la surface du cordon. Ce défaut est dû à la présence de gaz dans le métal, de l'eau dans l'enrobage ou le flux, de la rouille sur les bords soudés ou dans le matériau d'apport ;

7) les inclusions de laitier, ou la présence dans le métal de substances non métalliques. Les inclusions de laitier sont le résultat de l'encrassement du métal d'apport principal par des oxydes, de la fusion irrégulière de l'enrobage, de la fusion difficile et de la viscosité élevée des laitiers, et de la désoxydation insuffisante du métal de la soudure ;

8) la fissuration de la soudure. Les causes sont le retrait excédentaire et les contraintes structurales dans le métal (par exemple, la formation de la martensite), la teneur élevée du métal en soufre, en phosphore et en carbone, et la fixation trop rigide des pièces soudées.

Les procédés de contrôle les plus employés pour établir les défauts et la qualité des pièces soudées sont :

1) la révision extérieure et la vérification de la cotation de la soudure qui permettent de découvrir la fissuration de la zone de transformation, les soufflures, les piqûres, les criques, les porosités, les cratères non remplis, l'irrégularité de la soudure, les écarts de cotation ;

2) le contrôle destructif pour établir les propriétés mécaniques du métal rechargé et du cordon : charge de rupture, allongement, angle de pliage, résilience et dureté. Les essais peuvent porter sur la soudure ou sur le métal rechargé. Les formes et les cotes des éprouvettes sont choisies selon les normes d'Etat ;

3) contrôle non destructif : radiographie basée sur l'absorption différente des rayons par le métal et les matières non métalliques. Ce procédé permet de découvrir les pores, les soufflures, la fissuration, le manque de pénétration, les inclusions de laitier. Une grande force

de pénétration des rayons gamma permet de radiographier des pièces soudées d'une épaisseur de 300 à 350 mm ;

4) essais hydrauliques employés pour les appareils qui travaillent sous pression ;

5) essais par air comprimé pour établir l'étanchéité ;

6) contrôle par ultra-sons basé sur la propriété de divers milieux de refléter de différente façon les vibrations ultra-sonores (supérieures à 20 000 Hz). Cette méhode permet de découvrir les inclusions non métalliques dans des pièces ayant jusqu'à 5 m d'épaisseur ;

7) contrôle magnétoscopique basé sur le principe de la dispersion des flux magnétiques par les défauts de la pièce. En traversant la surface d'une pièce aimantée, le flux magnétique se déforme et se concentre d'une façon particulière au bord des aires défectueuses en formant des lignes. Ces lignes attirent les particules métalliques (limaille) préalablement répandues sur la surface de la pièce. Ce procédé permet d'établir les petites fissures et les pores de la soudure ;

8) essais à l'ammoniac d'une capacité soudée. La pièce est remplie par de l'air comprimé mélangé à 1% d'ammoniac ; les cordons sont couverts par du papier imbibé d'une solution de 5% de nitrate de mercure. Si l'étanchéité est défectueuse, des taches noires apparaissent sur le papier ;

9) contrôle par liquides fluorescents. La pièce est immergée pendant 20 à 30 mn dans un mélange de pétrole et d'huile, puis essuyée à sec et plongée dans la poudre de magnésie. Cette poudre adhère aux endroits de la pièce où l'huile est restée (au-dessus des fissures). Le procédé est employé pour découvrir les petites criques ;

10) contrôle métallographique. Ce procédé permet d'établir la macro- et microstructure du métal, ainsi que les criques, les soufflures, les manques de pénétration, les brûlures, la surchauffe, la présence des nitrures et autres défauts.

CHAPITRE XXVIII

OXYCOUPAGE DES MÉTAUX ET DES ALLIAGES

L'oxycoupage des métaux ferreux, des métaux non ferreux et de leurs alliages peut être effectué à l'arc électrique ou sous un jet d'oxygène.

§ 1. Oxycoupage électrique

Le découpage à l'arc peut être effectué avec des électrodes de charbon ou métalliques.

L'opération consiste à faire fondre le métal à l'endroit de la coupe par la chaleur de l'arc électrique. L'emploi de l'air comprimé pour le soufflage du métal fondu élève le rendement de la coupe.

Ce procédé est employé pour le démontage des vieilles charpentes métalliques, des conduites maîtresses, pour la préparation du scrap, l'ébarbage, le découpage des métaux non ferreux, de l'acier et de la fonte, l'exécution des trous, ainsi que dans les travaux de réparation et de montage.

Pour l'oxycoupage des métaux à l'électrode de charbon on emploie la polarité directe. On prend des électrodes de 10 à 20 mm de diamètre et un courant de 400 à 800 A.

L'emploi des électrodes métalliques élève la qualité, réduit la largeur de la coupe et donne des bords réguliers.

§ 2. Oxycoupage au chalumeau

Ce procédé permet de couper le métal en utilisant la chaleur d'une flamme de gaz.

Il existe deux variantes de ce procédé, l'oxycoupage dans l'oxygène ou classique et l'oxycoupage au flux.

L'*oxycoupage classique* est basé sur la propriété de certains métaux de brûler dans l'oxygène en dégageant une grande quantité de chaleur qui fait fondre le métal et les oxydes en formation.

Cette méthode permet de couper seulement les métaux dont le point d'inflammation est inférieur à celui de fusion, alors que le point de fusion des oxydes en formation est inférieur à celui du métal traité ; d'autre part, ces oxydes doivent posséder une bonne coulabilité. Pour assurer la concentration de la chaleur, le métal doit avoir une faible conductibilité thermique.

Ce procédé est employé pour le découpage des aciers d'une teneur jusqu'à 0,7% C et des aciers de construction faiblement alliés. Les aciers à carbone élevé doivent être préchauffés jusqu'à 650-700°. Le procédé ne convient pas pour la fonte, car le point de fusion de ce métal est de 1200° alors que le point d'inflammation est de 1350°, pour les aciers fortement alliés au chrome et au chrome-nickel, ainsi que pour les alliages non ferreux, car le point de fusion de leurs oxydes est supérieur à celui des métaux de base.

Le principe de l'*oxycoupage sous une couche de flux* consiste à utiliser des additions pulvérulentes, qui sont entraînées par un jet d'oxygène depuis la trémie, alors que le chalumeau est déplacé dans la zone de réaction. En brûlant dans l'oxygène ces additions dégagent une chaleur supplémentaire, contribuant ainsi à la fonte des oxydes difficilement fusibles et à leur soufflage par le jet d'oxygène de la zone de coupe. Ce procédé est employé pour le découpage des aciers inoxydables et réfractaires, de la fonte et de certains métaux non ferreux.

Les poudres formant les flux sont composées surtout de limaille de fer aux particules de 0,2 mm ; elles comportent aussi une certaine quantité de ferrophosphore, d'aluminium et d'autres composants.

L'oxycoupage est souvent utilisé au lieu du dégrossissage et du rabotage par machines-outils dans le but d'enlever la couche excédentaire ou pour corriger certains défauts de surface des lingots d'acier des pièces de fonderie et des laminés.

L'oxycoupage au chalumeau ne demande pas d'équipement spécial ; on emploie les appareils de soudage autogène ordinaires dans lesquels le chalumeau ordinaire est remplacé par un chalumeau coupeur qui assure l'amenée du gaz pour réchauffer le métal, et de l'oxygène, pour sa combustion. Le chalumeau coupeur est muni de buses de rechange pour préchauffage (extérieures) et pour coupage (intérieures).

La mécanisation de l'oxycoupage permet de régulariser le déplacement du coupeur, d'élever sensiblement la qualité et le rendement de l'opération.

Dans l'industrie et le bâtiment on utilise largement dans ce but des machines d'oxycoupage semi-automatiques où le coupeur se déplace mécaniquement, alors que le sens du mouvement est assuré à la main à l'aide de divers dispositifs (guides, gabarits, cercles, etc.).

Les machines automatiques permettent de mécaniser le déplacement du coupeur ainsi que le changement du sens de son déplacement. Les machines fixes peuvent exécuter des coupes droites et de forme ; les mouvements des têtes de coupe sont assurés par des mécanismes à déplacement longitudinal et transversal rattachés par des accouplements en charnières. Les têtes de coupe reproduisent le mouvement de la molette magnétique qui se déplace suivant un gabarit et procèdent à un coupage précis des pièces, qui ne nécessitent pas d'usinage ultérieur.

Il existe des machines dotées de têtes magnétiques qui assurent la coupe suivant le contour d'un gabarit, ou de têtes mécaniques actionnées à la main qui permettent de découper suivant le contour d'un dessin ou d'un traçage.

Il existe également des machines à reproduire le contour du dessin, commandées par cellule photo-électrique, des machines pour la coupe des tôles, des machines commandées à distance, qui reproduisent les pièces à l'échelle.

Pour l'oxycoupage au chalumeau, outre l'acétylène, on utilise largement le méthane, le gaz de pétrole, le gaz d'éclairage, le gaz de coke, etc.

Pour le découpage à combustible liquide on utilise des chalumeaux oxypétrole et oxybenz.

En employant des chalumeaux spéciaux on peut découper des pièces d'acier ayant jusqu'à 2 m d'épaisseur.

Parfois, pour élever le rendement, les tôles de 2 à 10 mm d'épaisseur sont empilées en paquets d'une épaisseur jusqu'à 150 mm qui sont ensuite découpées simultanément à la main ou automatiquement.

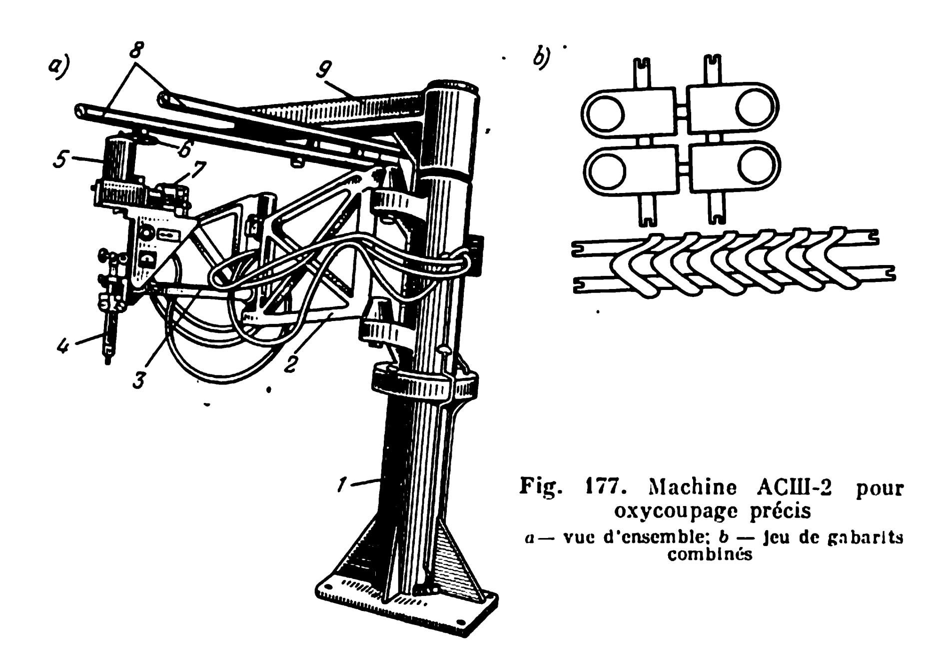


Fig. 177. Machine АСШ-2 pour oxycoupage précis
a — vue d'ensemble; *b* — jeu de gabarits combinés

Il existe un procédé combiné d'oxycoupage électrique. Le métal est réchauffé à l'arc électrique ; on emploie comme électrode un tube d'acier par lequel arrive l'oxygène qui assure le découpage.

Ces derniers temps, dans le bâtiment et la construction navale on recourt à l'oxycoupage électrique sous l'eau, exécuté par une électrode d'acier couverte d'un enrobage hydrofuge spécial.

L'oxycoupage sous l'eau au chalumeau peut être effectué avec un chalumeau oxhydrique qui assure à l'endroit du coupage la formation d'une flamme puissante et l'amenée d'air comprimé pour refouler l'eau.

La fig. 177, *a* représente la machine АСШ-2 à charnière. Elle est prévue pour le découpage en série des pièces identiques ; l'opération est effectuée par une molette magnétique qui reproduit le contour d'un gabarit. Des supports à charnières *2* et *3* sont fixés à une colonne massive *1* de la machine ; ces leviers pivotent facilement sur les roulements à billes. La partie supérieure du support extérieur *3* porte le moteur électrique *7* et la tête de commande avec la bobine magnétique *5*. Un axe d'acier à bout moleté tourne à l'intérieur de la bobine. Le courant qui passe par la bobine assure l'aimantation de cet axe ; alors il est attiré par le bord du gabarit d'acier *6* qu'il parcourt en décrivant son contour. Les gabarits sont fixés à des tiges *8* portées par le bras support *9* de la machine. La partie inférieure du support *3* porte le chalumeau coupeur *4* qui reproduit fidèlement et découpe dans la tôle la figure, dont les dimensions et le contour correspondent

à ceux du gabarit *6*. Un jet d'oxygène découpe la figure dans la tôle qui est placée sur la table devant la machine.

La machine ACШ-2 permet de découper à partir des tôles des pièces de 750 à 1 500 mm de toutes les formes (l'épaisseur de la tôle est jusqu'à 100 mm). La précision de l'opération est très élevée (de 0,3 à 0,5 mm près).

Pour réduire la durée de l'opération et les chutes, plusieurs usines emploient dans la production en grande série de petites pièces des jeux de gabarits combinés ; leur utilisation permet d'éliminer le déplacement du gabarit ou de la feuille pour chaque pièce. Les gabarits de ce genre sont représentés sur la fig. 177, *b*.

CHAPITRE XXIX

BRASAGE DES MÉTAUX ET DES ALLIAGES

§ 1. Types de brasage

Le *brasage* est l'opération qui consiste à réaliser un assemblage de deux pièces métalliques à l'aide d'un autre métal plus fusible appelé brasure et que l'on fond sur les bords à réunir.

Pour assurer un tel assemblage, la brasure doit bien mouiller la surface des métaux de base et former avec eux des solutions. Plus l'interdiffusion de la brasure avec les métaux de base est grande, et plus la résistance mécanique des pièces assemblées est élevée. D'autre part, la tenue du brasage dépend de la propreté des surfaces des pièces assemblées ; c'est pourquoi avant l'opération ces surfaces doivent être décapées.

Le brasage permet d'assembler des pièces en acier à carbone ou allié de toutes les nuances, des métaux et des alliages non ferreux ainsi que des métaux et des alliages hétérogènes.

Le brasage est largement employé dans toutes les branches de l'industrie et du bâtiment.

Il existe deux types de brasure : 1) les brasures tendres, avec une température de fusion peu élevée (jusqu'à 400°) et une faible résistance mécanique de la brasure ; 2) les brasures fortes, au point de fusion élevé (jusqu'à 900°) qui assure à la brasure une résistance mécanique importante.

Les *brasures tendres* dont font partie les alliages à base d'étain, de plomb, de cadmium, de bismuth et de zinc sont employées lorsque l'on désire obtenir des assemblages étanches, alors que la résistance importe peu (charge de rupture à la traction de 3 à 10 kg/cm^2). Les brasures tendres des nuances OC-90, OC-40, OC-18, etc. ont une teneur de 90, 40 ou 18% Sn, de 0,15 à 2% S (le reste Pb).

Les *brasures fortes* dont font partie les alliages à base de cuivre, d'argent, d'aluminium, de magnésium et de nickel sont employées lorsque l'on désire obtenir des cordons résistants (charge de rupture à la traction de 31 à 44 kg/cm²). Les nuances ПМЦ-54 et ПМЦ-36 ont une teneur de 54 et de 36% Cu (le reste Zn) ; les nuances ПСР-12, ПСР-45 ont 12 et 45% Ag, 36 et 30% Cu (le reste Zn).

§ 2. Gamme d'opérations du brasage

La gamme d'opérations du brasage par brasure tendre prévoit la préparation de la surface des pièces et l'exécution du brasage.

La *préparation des surfaces à braser* consiste à les ajuster l'une à l'autre, à les brosser pour nettoyer l'encrassement, à les décaper pour éliminer les pellicules d'oxyde, et à les couvrir par du flux.

Les flux ont pour tâche de préserver les surfaces contre l'oxydation lors de l'échauffement et le brasage, ainsi que d'améliorer le mouillage du métal de base par la brasure liquide. En général, pour le brasage avec une brasure tendre on utilise comme flux le chlorure de zinc, le mélange de chlorure de zinc avec le chlorure d'ammonium ou la colophane. On utilise également dans ce but des flux pâteux composés de chlorure de zinc, de chlorure d'ammonium, de colophane, d'huile animale ou d'huile de ricin et d'eau.

Une fois la préparation terminée, on procède au *brasage*.

Cette opération peut être effectuée au fer à souder, au chalumeau, par immersion des pièces dans de la brasure fondue ou par d'autres procédés.

Le fer à souder est constitué par une masse de cuivre rouge ou panne dont la surface de travail est étamée (couverte d'étain).

Les fers à souder peuvent être ordinaires ou chauffés par un dispositif incorporé travaillant à l'essence, au gaz ou électrique.

Pour exécuter le brasage, le fer est porté à 250-300°, puis étamé, en le plaçant dans du flux et en mordant sur le bâton de brasure ; les pièces préparées pour le brasage sont réchauffées aux endroits d'assemblage. On place sur l'écartement le métal d'apport qui est fondu par le fer et pénètre dans l'écartement, où, en se refroidissant, il forme la soudure.

Quand on emploie des brasures fortes, les parties des pièces préparées pour le brasage et traitées par le flux sont réchauffées avec la brasure jusqu'à la température de fusion de cette dernière.

Dans certains cas, le brasage des métaux est mécanisé et automatisé. Parmi les procédés mécanisés ou automatisés, on distingue le brasage électrique par résistance, par induction, par l'arc électrique, par immersion dans de la brasure fondue, etc.

Le choix d'un procédé mécanisé dépend des rythmes de la production, du type de la brasure, du matériau des pièces et de leur encombrement.

Ces derniers temps, on porte une grande attention au brasage par induction. Ce procédé consiste à introduire le métal dans un champ magnétique dont les lignes de force magnétiques changent rapidement de direction, tandis que le courant alternatif qui est induit dans le métal réchauffe la pièce à souder.

Pour réchauffer les pièces par un courant de haute fréquence on emploie des dispositifs spéciaux fabriqués de tubes de cuivre suivant la configuration des pièces.

Dans une production en grande série on procède au brasage automatique, au cours duquel les pièces placées sur une chaîne sont traversées par un courant de haute fréquence. Les pièces, une fois préparées et montées, passent avec la chaîne à travers l'inducteur qui les porte à la température prévue ; l'échauffement est assuré par le branchement et le débranchement automatique du courant; après la fusion de la brasure, on procède à l'assemblage des pièces.

SEPTIÈME PARTIE

USINAGE DES MÉTAUX

CHAPITRE XXX

NOTIONS FONDAMENTALES SUR LES TOLÉRANCES ET LES AJUSTEMENTS

§ 1. Interchangeabilité. Cotes nominales et limites

Certaines industries mécaniques caractérisées au point de vue fabrication par l'exécution d'un grand nombre de pièces ou d'éléments de machines, tous semblables, prévoient le montage de ces éléments sans usinage et ajustage ultérieurs.

La possibilité de remplacer les pièces ou les ensembles pendant le montage des machines ou leur réparation, sans recourir à un usinage ou à un ajustement supplémentaires, porte le nom d'*interchangeabilité*. Pour l'assurer, on établit l'imprécision avec laquelle les pièces peuvent être fabriquées, c'est-à-dire l'écart admissible entre les cotes réelles et celles indiquées par le dessin qu'on appelle encore «cotes nominales».

On appelle cotes *nominales* d'une pièce celles qui sont indiquées par le dessin. Elles sont choisies d'après les données sur la construction de la pièce à réaliser, les calculs théoriques de la résistance, ou les données expérimentales, et sont toutes arrondies ensuite d'une façon correspondante. L'arrondissement des cotes nominales est un facteur très important au point de vue économique, car il permet de limiter leur diversité et leur nombre au sein d'une certaine plage.

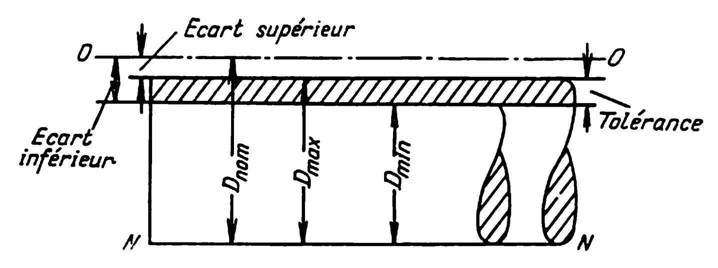


Fig. 178. Tolérance et zone de tolérance

Il est difficile d'exécuter une pièce métallique en respectant parfaitement les cotes d'usinage requises sur une machine à cause de son imprécision, de la déformation élastique des montages et des outils, des variations de la température de la pièce et des outils, de la qualification individuelle des opérateurs, etc. D'autre part, la précision maximale n'est pas toujours obligatoire ; c'est pourquoi pour assurer l'interchangeabilité, la précision avec laquelle doit être exécutée une pièce est caractérisée par deux cotes *limites*, les cotes maximum et minimum qui ne doivent pas être dépassées pour que la pièce soit acceptable.

§ 2. Tolérances et surépaisseurs *

La différence entre les cotes limites maximum et minimum porte le nom de *tolérance*. Les tolérances comportent les écarts supérieurs et inférieurs. La cote nominale D_n est la cote depuis laquelle on calcule les écarts en plus ou en moins ; elle est désignée par la ligne zéro (0-0). La fig. 178 représente les écarts en moins depuis la cote nominale.

La différence entre la cote maximum et la cote nominale s'appelle *écart supérieur*, et celle entre la cote minimum et la cote nominale *écart inférieur*. Donc la cote réelle D établie en mesurant la pièce doit se trouver entre les cotes maximum D_{max} et minimum D_{min} ; dans certains cas, elle peut être égale à l'une de ces cotes. Ce qui vient d'être dit peut être exprimé par l'inégalité $D_{max} \geqslant D \geqslant D_{min}$.

Sur les dessins, la zone de tolérance est indiquée en petits caractères en haut à droite de la cote nominale, par exemple $50^{-0,02}_{-0,05}$.

Toutes les pièces dont les cotes se situent au sein de la zone de tolérance D_{max}—D_{min} sont acceptables, dans le cas contraire, les pièces sont à rébuter.

Pour choisir une tolérance rationnelle, il faut tenir compte de la cote nominale de la pièce, du système des tolérances et de la classe de précision adoptée, car si les cotes nominales diffèrent, une même

* Le système examiné ci-dessous est celui adopté en Union Soviétique ; il se distingue du système international des tolérances (I.S.A.) (*N. du trad.*)

tolérance caractérise divers degrés de précision ; par exemple, pour une cote de 4 mm, la tolérance de 0,1 mm est considérée comme très large, alors que pour une cote de 400 mm, elle est très juste. Les tolérances rationnelles sont indiquées par les tableaux correspondants du GOST (normes nationales de l'U.R.S.S.).

Pour obtenir une pièce ayant une forme, des cotes, une précision et un état de surface définis, il faut que l'ébauche comporte un excès de métal qui devra être enlevé par usinage. Cet excès de métal s'appelle *surépaisseur*. Afin de réduire le prix d'usinage et le débit de métal par pièce, il convient de la choisir la plus petite possible.

§ 3. Système d'arbre et système d'alésage normaux

Dans la construction mécanique il est d'usage de distinguer les cotes conjuguées et les cotes libres.

Parmi les cotes *conjuguées* il y a, par exemple, le diamètre extérieur du piston d'un marteau pneumatique et le diamètre intérieur du cylindre dans lequel ce piston se déplace en effectuant un mouvement de va-et-vient. La surface cylindrique du piston forme alors une surface d'arbre typique, tandis que la surface intérieure du cylindre forme une surface typique d'alésage.

Pour simplifier, toute surface extérieure des pièces conjuguées ou mâles est appelée *arbre*, alors que toute surface intérieure d'une pièce dite femelle, *alésage*. On a adopté la même désignation pour les surfaces non cylindriques ; ainsi, par exemple, pour une clavette placée dans une rainure, la rainure forme l'alésage, alors que la clavette, l'arbre.

Comme exemples de cotes *libres* on peut indiquer la longueur de la bague du container d'une presse hydraulique, le diamètre extérieur d'une bride, le diamètre de la tête d'un rivet, etc.

Le système de tolérances où on a pris pour base une cote limite de l'arbre porte le nom de *système d'arbre* (fig. 179, *a*). Pour assurer un accouplement en conjugant la cote limite de l'arbre, on modifie la zone des tolérances de l'alésage. Sur les dessins exécutés selon les normes adoptées en U.R.S.S., le système à arbre normal est désigné par la lettre B avec indication de la classe de précision d'usinage ; la désignation est inscrite à droite de la cote nominale, par exemple

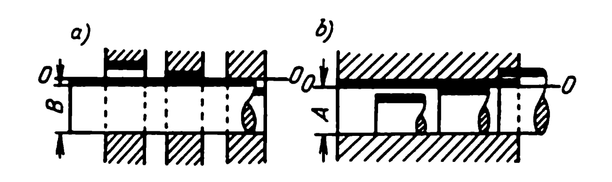


Fig. 179. Système de tolérances
a — système d'arbre; *b* — système d'alésage

$50B_3$. La cote réelle de l'arbre se situe entre les limites de tolérance : elle est toujours inférieure à la cote nominale; dans des cas particuliers elle peut lui être égale, mais jamais plus grande.

Le système de tolérances où on a pris pour base une cote limite du trou, porte le nom de *système d'alésage* (fig. 179, *b*). Pour assurer un accouplement en conjugant la cote limite de l'alésage on modifie la zone des tolérances de l'arbre. Sur les dessins, exécutés selon les normes adoptées en U.R.S.S., le système d'alésage est désigné par la lettre A avec indication de la classe de précision ; la désignation est inscrite à droite de la cote nominale, par exemple $50A_3$. La cote réelle de l'alésage est toujours plus grande que la cote nominale et se situe entre les limites de tolérance ; dans des cas particuliers, elle peut être égale à la cote nominale, mais elle n'est jamais plus petite.

§ 4. Ajustements

Quand on procède au montage des ensembles à partir des pièces, et des machines ou des groupes à partir des ensembles, on conjugue les surfaces ayant une même forme et qui entrent l'une dans l'autre ou adhèrent l'une à l'autre. Le caractère de cette conjugaison est déterminé par l'*ajustement*, qui est un accouplement assurant une certaine rigidité à l'assemblage ou la liberté relative du déplacement des pièces qui le forment. Les ajustements sont engendrés par la différence entre les cotes des pièces accouplées.

On distingue deux types principaux d'ajustements : avec serrage et avec jeu. Les ajustements avec serrage forment à leur tour les ajustements pressés et incertains.

Dans un *ajustement avec jeu*, les pièces accouplées peuvent se déplacer l'une par rapport à l'autre. C'est le type employé, par exemple, pour l'accouplement des pistons aux cylindres. Pour assurer un ajustement avec jeu dans notre cas, le diamètre du cylindre doit être un peu plus grand que celui du piston. La différence entre ces diamètres (et en général entre ceux de l'alésage et de l'arbre) s'appelle *jeu* ; par exemple, pour un alésage de 50 mm de diamètre et un arbre de 49,8 mm de diamètre, le jeu est de 0,2 mm. Il en résulte que le jeu est toujours une grandeur positive.

Lors d'un *ajustement avec serrage* l'accouplement des pièces est rigide ; leur déplacement réciproque est exclu. Pour assurer un ajustement avec serrage, le diamètre de l'arbre doit être un peu plus grand que celui de l'alésage. La différence entre ces diamètres s'appelle *serrage*.

Pour assurer les diverses grandeurs de rigidité des assemblages, il s'est avéré nécessaire d'avoir plusieurs types d'ajustements avec jeu et serrage. Parmi les ajustements avec jeu les plus employés dans la construction mécanique sont les ajustements : 1) glissants juste (C) ; 2) glissants (Д) ; 3) tournants (X) ; 4) libres (Л) ; 5) très libres (Ш). Parmi les ajustements avec serrage l'on distingue les ajus-

tements : 1) pressés à chaud (Гр) ; 2) pressés (Пр) ; 3) pressés légers (Пл). Parmi les ajustements incertains l'on distingue les ajustements: 1) bloqués (Г) ; 2) bloqués (Т) ; 3) légèrement durs (Н) ; 4) légèrement durs (П).

L'ajustement glissant juste qui prévoit un jeu infime des pièces accouplées est destiné à réaliser un déplacement lent des pièces (par exemple, le fourreau du corps de la contre-poupée d'un tour, la broche de la foreuse, etc.). L'ajustement glissant caractérisé également par un faible jeu assure la coïncidence des axes de l'arbre et du trou (broche des tours, des poupées diviseurs, etc.). Les ajustements tournants au jeu suffisamment grand sont employés le plus souvent dans la construction mécanique pour les pièces tournant à de petites vitesses (vilebrequins dans les paliers des tourillons, papillons dans la bague d'une soupape du marteau pneumatique, etc.). Les ajustements libres aux jeux importants assurent le déplacement d'une pièce dans l'autre lors d'une rotation rapide ou à des vitesses réduites dans des paliers très longs (arbres des pompes centrifuges, arbres de commande des rectifieuses, etc.). Les ajustements très libres aux jeux très grands sont employés quand les vitesses de rotation sont grandes, ou quand il faut prévoir des gauchissements dus au montage (arbres reposant sur des paliers longs, poulies folles placées sur les arbres, etc.).

Les ajustements pressés à chaud, pressés et pressés légers sont employés pour l'exécution des assemblages rigides qui ne comportent pas d'éléments de fixation ; ici il ne peut y avoir que des serrages ; pendant le montage ils créent sur les surfaces conjuguées des déformations élastiques qui résistent aux efforts tendant à déplacer les pièces (bandages d'acier des roues de wagon, pignons sur l'arbre intermédiaire d'un camion, bague de pignon de la poupée d'un tour, etc.).

Les ajustements incertains assurent un centrage parfait des trous et des arbres ; ils peuvent être avec serrage ou avec jeu ; dans les zones accouplées il se forme un serrage ou un jeu ; c'est pourquoi la rigidité de l'assemblage est le plus souvent assurée par des éléments de fixation (clavettes, goupilles, etc.) ; la différence entre les diamètres de l'arbre et du trou est insignifiante, ce qui assure des serrages ou des jeux peu importants.

Les ajustements bloqués (Г) sont employés pour les pièces qui ne sont pas démontées durant tout leur service (pignons sur l'arbre d'une bétonnière, d'une machine à forger, etc.). Les ajustements bloqués (Т) donnent un serrage inférieur à ceux des précédents ; on les utilise pour les pièces et les ensembles qui peuvent être changés au cours des réparations capitales (poulies étagées fixées à l'arbre de commande d'un convoyeur ou d'une rectifieuse, etc.). L'ajustement légèrement dur(Н) donne un serrage nul ou un jeu ; on y recourt pour fabriquer des ensembles et des pièces qui devront être remplacés sans effort lors de petites réparations (pignons des machines-outils, etc.).

L'ajustement légèrement dur (П) est caractérisé par un jeu ; il est employé dans les ensembles qui doivent être montés ou démontés au cours de l'exploitation (pignons de rechange, bagues de rechange, etc.).

Dans le système adopté par les normes soviétiques, l'ajustement est désigné sur le dessin par la lettre correspondante, et l'indication de la classe de précision ; par exemple, l'ajustement très libre de la 4e classe de précision est désigné par le symbole $Л_4$.

§ 5. Notions de précision d'usinage et d'état de surface

Précision d'usinage. Le principe d'interchangeabilité exige que la précision des pièces fabriquées corresponde à leur destination et aux conditions d'exploitation. La *précision* d'usinage est caractérisée par la correspondance des cotes et de la forme réelles de la pièce aux cotes nominales et à la forme indiquées par le dessin.

Une précision poussée, si elle n'est pas nécessaire, rend l'usinage plus onéreux, baisse la productivité de la machine-outil, etc.

La précision de l'exécution d'une pièce est indiquée le plus souvent par les cotes tolérées maximales et minimales dont les grandeurs concrètes dépendent du type d'ajustement et des dimensions de la pièce.

En URSS dans la construction mécanique on emploie dix classes de précision : 1, 2, 2a, 3, 3a, 4, 5, 7, 8 et 9 *.

La 6e classe n'existe pas car on se proposait de diviser en trois parties l'intervalle entre les 4e et 7e classes conformément au Système International de tolérances (ISA).

Chaque classe de précision est caractérisée par des tolérances bien déterminées pour l'arbre et l'alésage.

La 1re classe est la plus précise ; pour assurer une telle précision on recourt à la rectification précise, au tournage aux outils de diamant, au calibrage et au rodage ; les pièces préparées avec cette classe de précision sont utilisées dans la construction des appareils, des machines-outils précises, pour la fabrication des pièces des roulements à billes, etc.

Les 2e et 2a classes sont assurées par la rectification de finition, le brochage et l'alésage précis ; on les utilise dans la construction mécanique de précision, la fabrication des machines-outils, des moteurs

* Voici la correspondance des classes de précision des normes soviétiques aux qualités adoptées dans le système de tolérances I.S.A.:

Classe	1	2	2a	3	3a	4	5	7	8	9
Qualité	6	7	8	9	10	11	12-13	14	15	16

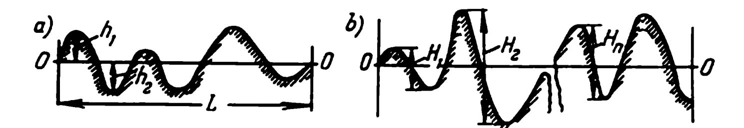


Fig. 180. Profil des rugosités microscopiques

a — écart moyen quadratique des hauteurs des rugosités microscopiques; *b* — écart moyen arithmétique des hauteurs des rugosités microscopiques

d'automobiles et d'avions, des moteurs électriques, des machines pneumatiques, etc.

Les classes 3ᵉ et 3ᵉ a sont réalisées par rectification de dégrossissage et tournage de finition. On y recourt dans la construction mécanique, la fabrication des automobiles et des tracteurs, des wagons, des Diesel, des machines à vapeur et des turbines.

La 4ᵉ classe de précision est assurée par le tournage ordinaire, le forage et l'alésage précis ; elle est utilisée dans la construction des locomotives Diesel, des machines agricoles.

La 5ᵉ classe est réalisée par le tournage et le forage de dégrossissage; elle est employée dans la construction des machines agricoles où les conjugaisons rigoureuses des pièces ne sont pas nécessaires.

Les classes 7ᵉ, 8ᵉ et 9ᵉ sont obtenues par coulée, forgeage ou laminage ou par ébauchage sur des machines-outils ; on y recourt pour la fabrication des pièces ou des ébauches avec des cotes libres comportant des surépaisseurs pour l'usinage ultérieur sur des machines-outils.

Etat de surface. L'outil laisse à la surface des pièces usinées des aspérités sous forme de creux et de crêtes qui après le dégrossissage sont visibles à l'œil, et après la finition, seulement au microscope. Ces creux et ces crêtes sont désignés sous le nom de rugosités.

La hauteur des crêtes et la profondeur des creux caractérisent la qualité de la surface. Plus ils sont petits, meilleur est l'état de surface.

Pour se faire une idée sur le profil des rugosités, on choisit une section perpendiculaire à la surface, qui met bien en évidence les creux et les crêtes (fig. 180).

L'écart moyen arithmétique des hauteurs des rugosités H_m depuis la crête jusqu'au fond du creux (hauteur moyenne de rugosités) (fig. 180, *b*), calculé pour une petite longueur (ordinairement de 1 à 3 mm), donne la caractéristique dimensionnelle de l'*état de surface* de la pièce usinée. Cet écart est établi d'après la formule :

$$H_m = \frac{1}{n}(H_1 + H_2 + H_3 + \ldots H_n), \quad (88)$$

où H est la hauteur des rugosités, mesurée depuis la crête jusqu'au fond du creux ;

n, le nombre des crêtes dans le secteur envisagé.

Les grandeurs de H qui se situent nettement hors de la série envisagée ne sont pas prises en considération.

La caractéristique dimensionnelle des rugosités est donnée par les Normes nationales de l'URSS. Celles-ci établissent deux échelles fondamentales d'état de surface: *grossière*, qui compte plusieurs groupes d'état de surface, et *moyenne*, qui compte plusieurs classes d'état de surface. Pour certaines industries, pour celle des moteurs, notamment, les normes prévoient un troisième système. Toutefois, ce système est rarement utilisé.

La première échelle (grossière) compte quatre groupes : le 1er groupe, prévu pour les opérations d'ébauchage, de coulée en coquilles, de forgeage entre estampes ; la surface de la pièce porte des traces nettes de l'usinage; le IIe groupe, prévu pour le tournage ordinaire, le fraisage de finition, la rectification de dégrossissage, le limage, le grattage ; la surface de la pièce porte des stries visibles à l'œil ; le IIIe groupe est celui du tournage de finition, la rectification de finition, le polissage ; la surface de la pièce est lisse, les traces d'usinage sont invisibles à l'œil ; le IVe groupe est celui des travaux de finition, le polissage, le rodage, la superfinition, etc. ; la surface est alors d'un « poli miroir ».

La deuxième échelle (moyenne) comporte 14 classes ; la 1re est celle des surfaces les plus rugueuses ; la quatorzième est celle où l'état de surface est le meilleur.

Le choix de l'état de surface est très important au point de vue économique. Les pièces conjuguées aux surfaces bien finies ont un coefficient de frottement inférieur, elles s'usent moins, leur durée de service est plus prolongée et elles sont plus résistantes à la corrosion.

CHAPITRE XXXI

NOTIONS FONDAMENTALES DE LA COUPE DES MÉTAUX. TYPES DES MACHINES-OUTILS

§ 1. Procédés d'usinage des métaux. Eléments fondamentaux de la coupe

Procédés d'usinage des métaux. La coupe des métaux est effectuée par des machines-outils à l'aide de divers outils de coupe.

Pendant l'usinage, l'ébauche et l'outil, animés d'un mouvement de travail transmis par des mécanismes de la machine, se déplacent l'un par rapport à l'autre.

Pour réaliser la coupe, la machine-outil doit être munie de mécanismes réalisant les mouvements d'exécution, c'est-à-dire le *mouvement principal* (appelé aussi mouvement de coupe), dont la

vitesse est supérieure à celles des autres mouvements, et le *mouvement d'avance*, dont la vitesse est inférieure à celle du mouvement principal.

Les procédés d'usinage les plus répandus sont le tournage, le perçage, le fraisage, le rabotage et la rectification.

Le *tournage* est effectué par des tours ; dans ce groupe de machines, la rotation de la pièce est le mouvement principal *v*, tandis que le mouvement rectiligne du chariot, muni de l'outil tranchant, est le mouvement d'avance *a* (fig. 181, *a*)

Le *perçage* est réalisé par des perceuses ; dans ces machines le mouvement principal *v* (rotation) ainsi que le mouvement d'avance *a* sont effectués par l'outil (le foret) (fig. 181, *b*).

Le *fraisage* est réalisé sur les fraiseuses ; dans ces machines le mouvement principal *v* (rotation) est transmis à l'outil (fraise), tandis que le mouvement d'avance *a* (rectiligne) est transmis à la pièce (fig. 181, *c*).

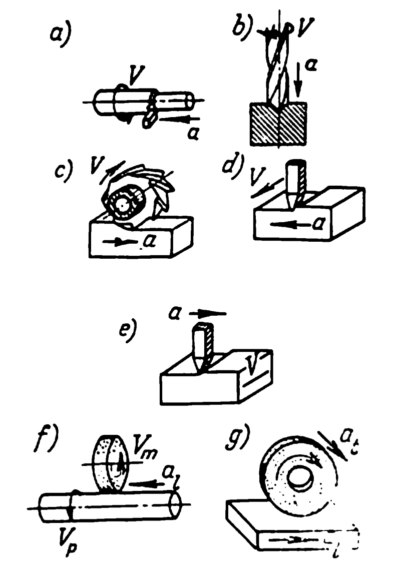


Fig. 181. Procédés principaux d'usinage

a — tournage; *b* — perçage; *c* — fraisage; *d* — rabotage sur étau-limeur; *e* — usinage sur raboteuse; *f* — rectification cylindrique; *g* — rectification plane

Le *rabotage* est exécuté sur les étaux-limeurs ou les raboteuses ; lors de l'usinage sur un étau-limeur, le mouvement principal *v* (translation rectiligne alternative) est transmis à l'outil, tandis que le mouvement d'avance *a* (rectiligne intermittent) est transmis à la pièce (fig. 181, *d*). Lors de l'usinage sur des raboteuses, le mouvement principal *v* (translation rectiligne alternative) est communiqué à la pièce, tandis que le mouvement d'avance *a* est transmis à l'outil (fig. 181, *e*).

La *rectification* est effectuée sur les machines à rectifier ; dans la rectifieuse à surfaces cylindriques extérieures, le mouvement principal *v* (rotation) est communiqué à la meule, alors que les mouvements d'avance *a* (rotation et mouvement longitudinal alternatif) sont transmis à la pièce (fig. 181, *f*) ; dans les rectifieuses à surfaces planes, le mouvement principal *v* (rotation) est exécuté par la meule, alors que le mouvement d'avance *a* est transmis à la pièce (longitudinal alternatif) et à la meule (transversal) (fig. 181, *h*).

Dans tous les procédés qui viennent d'être énumérés, la vitesse du mouvement principal *v* est de beaucoup supérieure à celle du mouvement d'avance *a*.

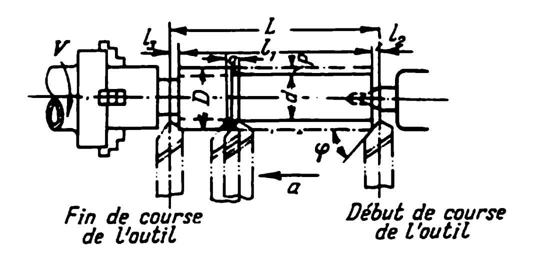


Fig. 182. Eléments du régime de coupe

Eléments fondamentaux du régime de coupe. Les éléments fondamentaux qui caractérisent le régime de coupe sont 1) la vitesse de coupe ; 2) l'avance ; 3) la profondeur de coupe ; 4) la section du copeau (c'est-à-dire sa largeur et sa profondeur) ; 5) le temps élémentaire et le temps machine.

La *vitesse de coupe* est la vitesse de déplacement de la surface usinée par rapport à l'arête de coupe de l'outil. Elle est calculée d'après la formule :

$$v = \frac{\pi D n}{1000} \text{ m/mn}, \quad (89)$$

où D est le diamètre de la pièce usinée, en mm;

n, le nombre de tours par minute de la pièce.

L'*avance* est la grandeur de la translation de l'arête de coupe de l'outil à chaque tour effectué par la pièce (fig. 182) ; lors du tournage, elle est mesurée en millimètres par tour (mm/tr).

La *profondeur de coupe p* est mesurée le long d'une perpendiculaire à l'axe de la pièce ; pour une passe de tournage longitudinal extérieur, elle est calculée d'après la formule :

$$p = \frac{D-d}{2} \text{ mm}, \quad (90)$$

où D est le diamètre extérieur de la pièce à usiner, en mm;

d, le diamètre de la pièce usinée, en mm.

La *section du copeau s* est la surface de la section de la couche de métal enlevée ; elle est égale au produit de l'avance par la profondeur de coupe

$$s = ap \text{ mm}^2. \quad (91)$$

Le temps nécessaire pour fabriquer une pièce est composé du temps machine (principal) et du temps élémentaire.

Le *temps machine* est celui de la coupe proprement dite du métal par un outil. Pour le tournage d'une pièce en plusieurs passes on le calcule d'après la formule:

$$T_m = \frac{Lp}{an} \text{ mn}, \quad (92)$$

où L est la course de l'outil, en mm;
p, le nombre de passes;
a, l'avance de l'outil, en mm/tr;
n, le nombre de tours par minute de la pièce.

La longueur de la course de l'outil L lors du tournage longitudinal est composée de la longueur de la surface usinée l_1, de l'engagement de l'outil l_2 et de la course perdue l_3 ; elle est calculée d'après la formule :

$$L = l_1 + l_2 + l_3 \text{ mm.} \tag{93}$$

La grandeur de l'engagement de l'outil dépend de la profondeur de coupe et de l'angle de direction principal φ de l'outil ; elle est établie d'après la formule

$$l_2 = p \operatorname{ctg} \varphi. \tag{94}$$

La course perdue l_3 de l'outil est nécessaire pour prévenir la formation des bavures en fin de course ; on la prend de 1 à 3 mm, selon le diamètre de la pièce usinée.

Le *temps élémentaire*, ou le temps secondaire main, est celui que l'ouvrier emploie pour effectuer les travaux préparatoires qui doivent assurer la réalisation de la tâche principale (montage et démontage de la pièce, lancement et arrêt de la machine, montage et démontage de l'outil, son approche, graissage et nettoyage de la machine, nettoyage des copeaux, etc.).

Le temps T_p nécessaire pour l'usinage d'une pièce est calculé d'après la formule

$$T_p = T_m + T_e + T_{pm} + T_{pp} \text{ mn,} \tag{95}$$

où T_m est le temps machine, en mn ;
T_e, le temps élémentaire, en mn ;
T_{pm}, le temps perdu relatif au matériel, en mn ;
T_{pp}, le temps perdu relatif au personnel, en mn.

Si on connaît le temps nécessaire pour la fabrication d'une pièce, on peut calculer la productivité de la *machine*, c'est-à-dire le nombre de pièces produites en une unité de temps, par exemple en une heure. Le rendement horaire d'une machine peut être calculé d'après la formule :

$$A = \frac{60}{T_p} = \frac{60}{T_m + T_e + T_{pm} + T_{pp}} \text{ pièce/heure.} \tag{96}$$

La formule (96) montre que la productivité d'une machine peut être augmentée en réduisant le temps machine, le temps élémentaire et le temps perdu relatif au matériel.

On peut réduire le temps machine en choisissant judicieusement les régimes de travail et les procédés d'usinage perfectionnés. L'automatisation et la mécanisation des travaux, l'emploi de dispositifs rationnels, l'enseignement à tous les ouvriers des procédés perfectionnés, tels sont les moyens permettant de diminuer le temps élémentaire et le temps perdu relatif au matériel.

§ 2. Géométrie et angles de l'outil

L'instrument de coupe le plus répandu est l'outil.

L'*outil* est composé d'une partie active *A* et d'un corps *B*, fixé dans le porte-outil (fig. 183). La partie active est formée par la surface d'attaque *1* sur laquelle glisse le copeau primaire, les surfaces de dépouilles principale *2* et latérale *3* et le plan de base *4*. L'intersection de la surface d'attaque avec la surface de dépouille principale forme l'arête de coupe principale *a-b* ; l'intersection de la surface d'attaque avec la surface de dépouille latérale forme l'arête de coupe latérale *a-c*. On distingue encore la pointe de l'outil *a*. L'arête de coupe principale effectue le travail de coupe.

Lors de l'usinage d'une pièce on distingue trois surfaces : 1) *surface à usiner*, à laquelle on enlève le copeau (fig. 184) ; 2) *surface usinée*, obtenue après l'enlèvement du copeau ; 3) *surface de coupe*, générée par l'arête de coupe principale de la partie active de l'outil.

Pour établir les angles de l'outil, on prend comme surfaces de base le *plan de coupe* et le *plan de base* (voir fig. 184).

Le premier est un plan tangeant à la surface de coupe et qui passe par l'arête de coupe principale de l'outil; le deuxième est un plan parallèle aux sens des avances longitudinale et transversale. Dans un outil de tour, le plan de base coïncide avec la surface d'appui de l'outil.

On distingue dans un outil les angles principaux, les angles latéraux et les angles de direction.

Si on fait passer par la projection de l'arête de coupe principale sur le plan de base le plan sécant principal *N-N* (fig. 185), perpendiculaire à cette projection, on obtient l'angle de dépouille principal α, l'angle de pente principal γ, l'angle de tranchant β et l'angle de coupe δ.

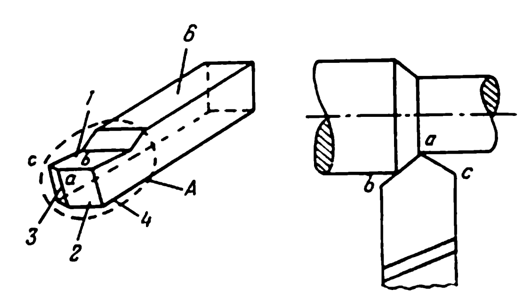


Fig. 183. Outil et ses éléments

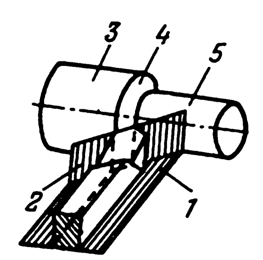


Fig. 184. Surfaces principales de la pièce à usiner et les plans de départ

1 — plan de base; *2* — plan de coupe; *3* — surface à usiner; *4* — surface de coupe; *5* — surface usinée

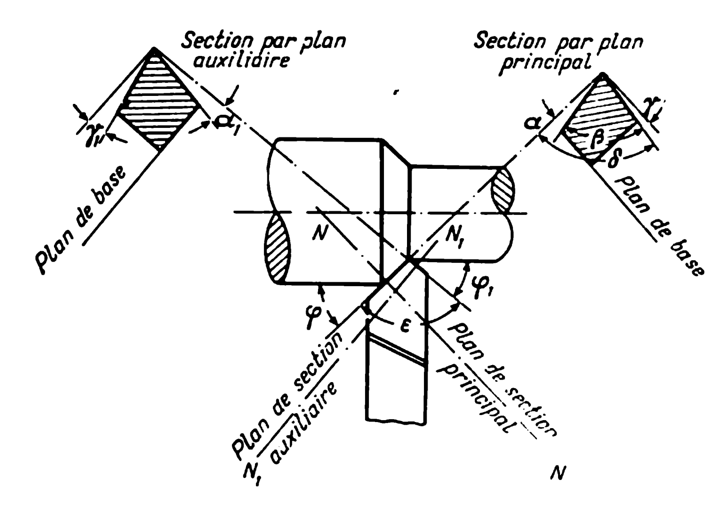


Fig. 185. Angles de l'outil

L'angle de dépouille principal α, formé par la surface de dépouille principale et le plan de coupe, sert à réduire le frottement de la surface de coupe contre la surface de dépouille principale de l'outil ; généralement, la grandeur de cet angle est choisie de 6 à 12°.

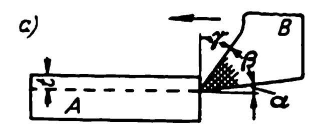
L'angle de pente principal γ est obtenu par l'intersection de la surface d'attaque et du plan auxiliaire, perpendiculaire au plan de coupe, qui passe par l'arête de coupe principale. L'angle de pente principal rend plus facile la formation du copeau ; il peut être positif ou négatif ; on le choisit de —10 à +15°. Plus le matériau usiné est doux, plus l'angle γ est choisi grand.

Si on fait passer un plan sécant auxiliaire N_1—N_1 perpendiculaire à la projection de l'arête de coupe latérale sur le plan de base, on obtient *l'angle de dépouille latéral* α_1.

Il est formé par la surface de dépouille latérale et le plan auxiliaire qui passe par l'arête de coupe latérale perpendiculairement au plan de base. L'angle de dépouille latéral est choisi le plus souvent entre 8 et 10°, réduisant ainsi au minimum le frottement de l'outil contre la surface usinée.

Les angles de direction sont les suivants : l'angle de direction principal φ, l'angle de direction latéral φ_1 et l'angle au sommet ε. Ces angles influent sur la durée de l'outil et la vitesse de coupe tolérée.

L'angle de direction principal φ est l'angle entre la projection de l'arête de coupe principale sur le plan de base et la direction de l'avance ; sa grandeur peut varier de 30 à 70° (pour le métal d'une dureté moyenne on le choisit égal à 45°).



L'angle de direction latéral φ_1 est l'angle entre la projection de l'arête de coupe latérale sur le plan de base et la direction de l'avance ; généralement, il est de 10 à 15°.

L'angle au sommet ε est formé par les projections des arêtes de coupe principale et latérale sur le plan de base; plus l'angle ε est grand, plus la tenue de l'outil est grande. L'angle ε est calculé d'après le rapport $\varepsilon = 180° - (\varphi + \varphi_1)$.

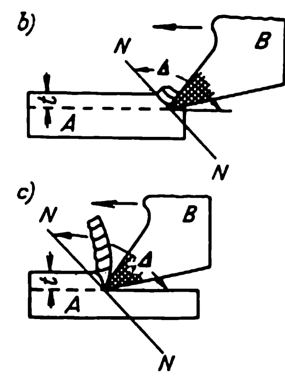


Fig. 186. Schéma de la formation du copeau

§ 3. Formation du copeau et ses types différents

Formation du copeau. Si on serre une pièce *A* sur une machine et positionne l'outil *B* de façon à assurer une certaine profondeur de coupe *p* en le déplaçant sous l'action d'un effort *f* dans le sens de la flèche (fig. 186,*a*), l'outil, après avoir touché la pièce par sa surface d'attaque, s'y engage progressivement en exerçant une pression. Sous la pression de l'outil, la couche superficielle de la pièce subit une déformation élastique ; cette déformation produit des tensions à l'intérieur de la couche sollicitée. Si l'outil pénètre toujours plus dans le métal, il vient un moment lorsque la tension dépasse d'abord la limite élastique, et puis la charge de rupture ; ceci a pour effet de rompre la cohésion suivant le plan de cisaillement *N*-*N*, puis de détacher définitivement du métal de base le premier élément du copeau (fig. 186,*b*).

Par le même procédé et sous l'action de mêmes forces, les éléments suivants se détachent de la masse du métal en formant le copeau proprement dit (fig. 186,*c*).

Le détachement des éléments du copeau s'effectue suivant des plans de cisaillement parallèles au plan *N*-*N*.

Les plans de cisaillement et la surface usinée forment l'angle de cisaillement Δ. Il est établi que pour divers métaux l'angle de cisaillement varie de 145° à 155°.

Le copeau formé par la coupe reçoit une déformation plastique : il se raccourcit et sa section devient plus grande. Ce phénomène porte le nom de retrait. C'est lui qui fait que la longueur du copeau enlevé est plus petite que celle de la surface usinée (distance parcourue par l'outil sur la surface de coupe).

Types de copeaux. On distingue trois types de copeaux suivant le métal usiné : les copeaux continus, les copeaux cisaillés et les copeaux fragmentés (fig. 187).

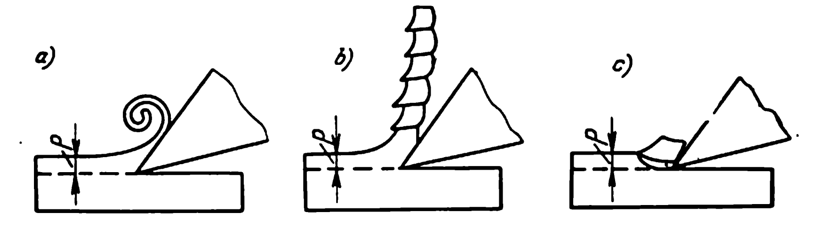


Fig. 187. Types de copeaux

Le *copeau continu* (fig. 187, *a*) est formé au cours de l'usinage des métaux ductiles (acier à faible carbone, cuivre, aluminium, plomb, etc.) à de faibles avances, de grandes vitesses de coupe et un angle de pente important. La surface usinée de la pièce est alors lisse, et d'un aspect brillant.

Le *copeau cisaillé* (fig. 187,*b*) est obtenu lors de l'usinage des métaux moins ductiles (acier à carbone élevé, etc.), à de grandes avances (grande épaisseur de copeau), de petites vitesses de coupe et un petit angle de pente. La surface usinée des pièces est régulière.

Le *copeau fragmenté* (fig. 187, *c*) est formé d'éléments séparés de métal d'une forme irrégulière, résultant de l'usinage des métaux cassants (fonte, bronze). Les surfaces des pièces usinées présentent des irrégularités.

§ 4. Efforts de coupe

Au cours de son usinage, le métal résiste à l'action de l'outil de coupe. Cette résistance est surmontée par la force de coupe appliquée à la face d'attaque de l'outil. La force de coupe est absorbée par l'effort nécessaire pour détacher le copeau du métal de base, pour le déformer, ainsi que pour surmonter le frottement de ce copeau contre la face d'attaque de l'outil et le frottement de la surface de dépouille de l'outil contre la surface usinée.

La grandeur de la force de coupe est fonction des propriétés du métal ou de l'alliage usiné, de l'avance et de la profondeur de coupe, des angles d'affûtage de l'outil, de la vitesse de coupe, de l'arrosage et de plusieurs autres facteurs.

Lors du tournage, l'effort de coupe F est formé de trois composantes F_x, F_y et F_z (fig. 188).

La composante F_x agit dans le plan horizontal parallèlement à l'axe de la pièce; on l'appelle composante axiale ou *effort d'avance*.

La force F_y est orientée dans le sens du plan horizontal suivant le rayon de la pièce usinée ; on l'appelle *composante radiale* ou *effort de refoulement*.

La force F_z agit dans le plan vertical suivant la tangente à la surface de coupe dans le sens du mouvement principal ; on l'appelle composante tangentielle à la pièce ou simplement *effort de coupe*;

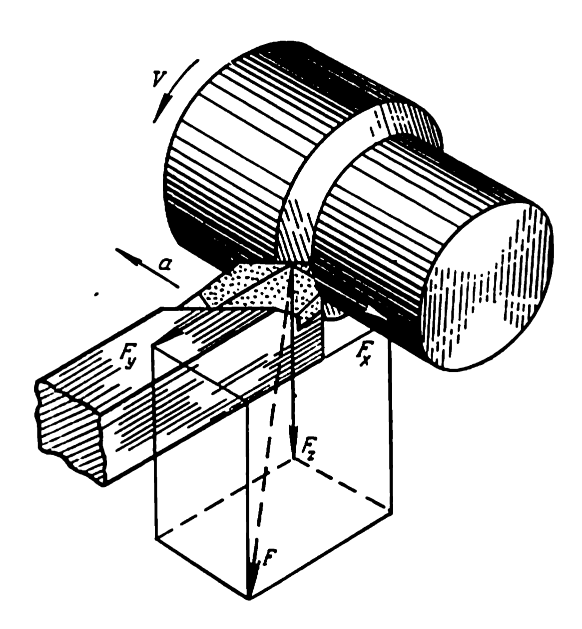


Fig. 188. Composantes de l'effort de coupe

La résultante des trois efforts est calculée d'après la formule suivante :

$$F = \sqrt{F_x^2 + F_y^2 + F_z^2}. \qquad (97)$$

Entre l'effort d'avance F_x, l'effort radial F_y et l'effort de coupe F_z il existe un rapport établi d'après certaines données expérimentales : $\frac{F_x}{F_z} = 0{,}3—0{,}4$; $\frac{F_y}{F_z} = 0{,}4—0{,}5$.

Le plus important de ces trois efforts est F_z. Il est à l'origine du moment de torsion M_t de la pièce usinée, déterminé par la formule

$$M_t = \frac{F_z \cdot D}{2} \text{ kg mm}, \qquad (98)$$

où D est le diamètre de la pièce usinée, en mm.

Pendant l'usinage, les trois composantes réciproquement perpendiculaires exercent une action sur les mécanismes de la machine, sur l'outil, ainsi que sur la pièce à usiner. Cette action ou ces efforts provoquent une certaine déformation élastique de l'outil et de la pièce qui sont ainsi partiellement refoulés dans le sens de l'action de ces forces en conditionnant une certaine imprécision d'usinage. Ainsi l'effort de coupe F_z repousse l'outil vers le bas, alors que l'outil, sous l'action de cet effort, tend à fléchir la pièce vers le haut ; l'effort F_x refoule l'outil dans le sens opposé à l'avance longitudinale et

tend à réduire la grandeur de l'avance ; l'effort F_y repousse l'outil de la pièce usinée et tend à réduire la profondeur de coupe.

Pour assurer une meilleure précision, compte tenu de l'action des efforts F_x, F_y et F_z, pour la finition des pièces on diminue la section du copeau. Un choix judicieux des angles de l'outil et l'emploi des fluides d'arrosage contribuent aussi à améliorer la qualité et la précision d'usinage.

§ 5. Chaleur dégagée par la coupe. Durée et usure des outils

Pendant l'enlèvement du copeau, le travail mécanique de coupe se transforme complètement en une quantité équivalente de chaleur.

Le travail de coupe W dépend de l'effort de coupe F_z et de la vitesse de coupe v ; il est calculé d'après la formule :

$$W = F_z v \text{ kgm/mn.} \tag{99}$$

La quantité de chaleur Q qui se dégage pendant la coupe en une unité de temps (en 1 mn) est calculée compte tenu de l'équivalent calorique du travail (427 kgm/Cal) ; donc,

$$Q = \frac{W}{427} = \frac{F_z \cdot v}{427} \text{ Cal/mn.} \tag{100}$$

La chaleur dégagée se répartit entre la pièce usinée, le copeau et l'outil ; une faible partie se perd dans le milieu ambiant.

La durée et l'usure de l'outil dépendent directement de la quantité de chaleur dégagée et de sa répartition entre la pièce usinée, le copeau et l'outil, c'est-à-dire de la température de coupe.

Par durée de l'outil, on comprend le temps de son travail ininterrompu au régime de coupe établi jusqu'au moment de l'émoussage. Le facteur principal qui influe sur la durée est la vitesse de coupe.

L'usure de l'outil est fonction des propriétés du matériau de l'outil et de celui de la pièce à usiner, de la vitesse et de la température de coupe, ainsi que de plusieurs autres facteurs.

§ 6. Vitesse de coupe; ses modifications sous l'action de divers facteurs. Coupe rapide et coupe à grandes avances

Vitesse de coupe. La vitesse de coupe dépend de plusieurs facteurs dont les principaux sont : 1) les propriétés mécaniques du matériau travaillé ; 2) les propriétés du matériau de la partie active de l'outil ; 3) la durée de l'outil ; 4) l'avance ; 5) la profondeur de coupe ; 6) les angles de l'outil ; 7) l'arrosage.

Parmi les propriétés mécaniques du matériau usiné celles qui influent le plus sur le régime de coupe sont la charge de rupture à la traction R et la dureté H. Si la charge de rupture et la dureté du matériau s'élèvent, il faut diminuer la vitesse de coupe pour la même durée de l'outil, afin de prévenir son usure rapide.

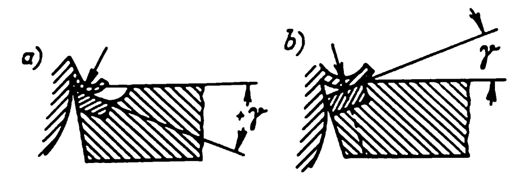


Fig. 189. Conditions de travail d'un outil à plaquette rapportée en carbure métallique

a — angle de pente positif; *b* — angle de pente négatif

Un coefficient de correction correspondant tient compte du rapport entre la durée de l'outil et la vitesse de coupe. On a choisi comme unité une durée de l'outil *T* de 30 minutes pour une vitesse de coupe donnée. Si on augmente cette dernière, la durée sera inférieure à une unité ; si on diminue la vitesse, la durée sera supérieure. Ce rapport est fonction de la quantité de chaleur qui se dégage par unité de temps, les grandes vitesses engendrant plus de chaleur, ce qui affecte les propriétés de coupe des outils et inversement.

Pour une durée de l'outil considérée la vitesse diminue lorsque l'avance et la profondeur de coupe augmentent.

La vitesse de coupe dépend pour beaucoup de la grandeur des angles principaux de direction φ, de pente γ et de dépouille α. Pour un régime de coupe constant, l'augmentation de l'angle φ entraîne une augmentation de l'épaisseur de la couche cisaillée et une diminution de sa largeur, ce qui réduit la longueur de l'arête de coupe principale, augmente sa charge thermique et donc diminue la durée de l'outil. Inversement, en réduisant l'angle φ on augmente la durée de l'outil ; ainsi, la réduction de l'angle φ de 90 à 30° pour une durée de l'outil considérée permet presque de doubler la vitesse de coupe de l'acier.

Lors de l'usinage des métaux doux, l'augmentation de la pente γ élève jusqu'à un certain niveau la durée de l'outil, car elle réduit la déformation de la couche enlevée et la force de coupe, ce qui permet d'augmenter la vitesse de coupe. Les matériaux durs sont usinés avec succès par des outils pastillés de carbures durs à pente γ négative, ce qui modifie la répartition des forces sollicitant l'outil et augmente sa durée. Si l'angle γ est positif, la plaquette rapportée travaille à la flexion, s'il est négatif, elle travaille à la compression (fig.189). Dans ce dernier cas, la durée de l'outil sera plus grande.

La grandeur optimale de la dépouille principale α permet de développer, pour une durée de l'outil considérée, une vitesse de coupe maximale ; pour divers matériaux elle varie de 6 à 15°.

Pendant l'usinage, l'outil et la pièce sont refroidis pour baisser la température de coupe. On élève ainsi la durée de l'outil tout en permettant d'accroître la vitesse de coupe ; ainsi, lors du dégrossissage, un arrosage de la zone de coupe à un débit de 8-12 l/mn permet

d'augmenter la vitesse de coupe de 15 à 25%, lors de la finition, de 5 à 8%.

On emploie comme liquide d'arrosage des solutions de soude et de savon, des émulsions, des huiles végétales et minérales (huiles de lin, de colza, à broche, solaire, ainsi que les huiles soufrées dans lesquelles le soufre constitue une addition activée).

Les alliages réfractaires difficilement usinables, ainsi que d'autres matériaux sont arrosés par un jet à haute pression. Le lubrifiant de coupe est amené sous une pression de 20 à 30 atm vers la fente étroite d'un flexible, d'où il est projeté d'en bas sur l'arête de coupe, ce qui assure une évacuation intense de la chaleur et réduit le frottement de la surface en dépouille de l'outil.

Par rapport à l'arrosage courant, le refroidissement par un jet puissant élève de 5 à 7 fois la durée de l'outil et donc la vitesse de coupe.

Coupe rapide et coupe à grande avance. Les novateurs de la production étudient la géométrie de la partie active de l'outil et son action sur la vitesse de coupe pour mettre au point des procédés permettant la réalisation de la coupe rapide et de la coupe à grande avance afin de mieux utiliser les propriétés des outils aux plaquettes rapportées en carbures durs ou en céramique, ainsi que les possibilités des machines-outils. Tel est, par exemple, l'outil à haut rendement КБЕК (premières lettres des noms des constructeurs de l'outil : Krivooukhov V. A., Broustein B. E., Egorov S. V. et Kozlov N. I.), destiné au façonnage des aciers difficilement usinables. L'outil de coupe, étudié par ces ingénieurs, se distingue par ses petits angles de direction et une dépouille négative (fig. 190), ce qui renforce la plaquette de carbure dur, améliore l'évacuation de la chaleur de l'arête de coupe et élève la durée générale de l'outil. Tous ces facteurs permettent de pousser, par exemple, la vitesse de coupe de l'acier au carbone de la nuance 45 jusqu'à 1 500 m/mn.

Il existe également d'autres moyens permettant d'augmenter la productivité d'usinage. L'analyse de la formule du temps machine (92) montre qu'il existe une deuxième voie, celle de l'augmentation de l'avance *a*. Cette possibilité a été utilisée par V. A. Kolessov, tourneur de l'usine de construction mécanique de Srednévoljsk ; il a réalisé la coupe rapide à grande avance à l'aide d'un outil d'une construction spéciale (fig. 191).

L'outil de Kolessov permet d'élever le rendement en augmentant l'avance de 0,1-0,6 à 1-3 mm/tr, c'est-à-dire de 5 à 10 fois, et de réaliser les passes de dégrossissage et de finition en une opération grâce à la diminution de l'angle de direction latéral φ_1 de 10-15° à 0°.

Le choix d'un outil à angle de direction latéral égal à zéro est très important : il coupe toutes les rugosités en forme de crêtes qui restent après un outil de dégrossissage courant (fig. 192).

De cette façon, en modifiant les angles de l'outil, on peut augmenter sa durée, élever la vitesse de coupe et l'avance, et améliorer l'état de surface de la pièce exécutée.

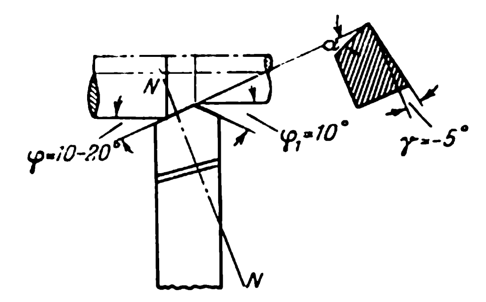


Fig. 190. Outil КБЕК pour tournage rapide des aciers difficilement usinables

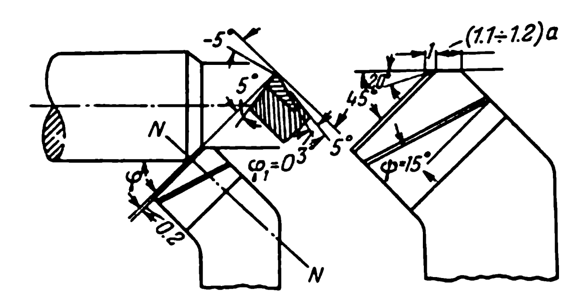


Fig. 191. Outil de V. Kolessov

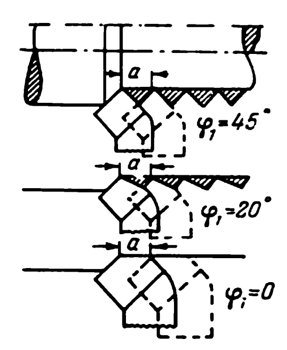


Fig. 192. Action de l'angle de direction latéral sur la formation des crêtes résiduelles

§ 7. Puissance absorbée par la coupe

En connaissant la vitesse v et la force de coupe F_z, on peut calculer d'après la formule la puissance effective ou la puissance nécessaire pour entraîner la pièce

$$P_c = \frac{F_z \cdot v}{60 \cdot 75} \text{ ch,} \tag{101}$$

ou

$$P_c = \frac{F_z \cdot v}{60 \cdot 75 \cdot 1{,}36} \text{ kW.} \tag{102}$$

La puissance totale devant être fournie à une machine-outil est calculée en tenant compte de son rendement :

$$P_{mot} = \frac{P_c}{\eta_m} = \frac{F_z \cdot v}{60 \cdot 102 \eta_m} \text{ kW,} \tag{103}$$

où η_m est le rendement de la machine-outil.

Le rendement indique quelle partie de la puissance est absorbée pour surmonter les résistances nocives du frottement quand on met en marche le mécanisme du mouvement principal et celui des avances.

On a établi par voie expérimentale que pour diverses machines-outils travaillant à pleine charge les rendements ont les grandeurs suivantes : tours 0,80 à 0,90 ; perceuses 0,85 à 0,90; fraiseuses 0,80 à 0,90 ; raboteuses 0,65 à 0,75 ; rectifieuses 0,80 à 0,85.

§ 8. Classification des machines-outils

Suivant leur destination, on distingue les machines-outils suivantes : tours, perceuses, fraiseuses, raboteuses et rectifieuses ; machines à brocher, spéciales (à fileter, etc.) ; groupes ou machines spécialisées ; automatiques et autres (à pointer, à trancher, etc.).

Au sein de chaque groupe les machines sont divisées en sous-groupes (types) et modèles qui correspondent aux particularités constructives et technologiques, au degré de spécialisation, etc.

Pour la désignation des modèles de machines-outils fabriquées en U.R.S.S. on a adopté la codification par deux chiffres dont le premier indique le groupe de la machine et le deuxième, son indice caractéristique (type, modèle).

CHAPITRE XXXII

TRAVAUX DE TOURNAGE

§ 1. Organisation des tours

Près de la moitié des machines-outils travaillant dans les usines de construction mécanique appartiennent au groupe des tours.

D'après leur organisation, le nombre des outils de coupe, le niveau d'automatisation, la destination, etc. on distingue les types de tours suivants : 1) les tours parallèles, 2) les tours à outils multiples ; 3) les tours révolver ; 4) les tours à cabestan ou verticaux ; 5) les tours automatiques et semi-automatiques ; 6) les tours spécialisés.

L'organisation des tours sera examinée sur l'exemple d'un tour universel à charioter.

Les éléments principaux d'un tour universel sont (fig. 193) le banc, la poupée fixe (porte-broche), la contre-poupée, la boîte des avances, la vis-mère et la barre de chariotage, le tablier avec le mécanisme des avances, le chariot et les commandes électriques. Outre ces éléments, la machine est munie d'une pompe pour l'amenée du liquide d'arrosage et d'un système de commande par boutons-poussoirs ou par leviers pour la mise en marche et l'arrêt.

Le mouvement principal ou de travail et celui d'avance sont assurés par des systèmes de commande composés de mécanismes pour la transmission du mouvement de rotation du moteur électrique à l'utilisateur (broche, chariot, etc.). Le tour compte deux systèmes de commande : celui pour assurer les mouvements de travail, et celui pour assurer les avances.

Commande du mouvement d'exécution (fig. 194). Elle est composée du moteur électrique *1*, de la transmission à courroie *2*, de la boîte de vitesses *3* et de la broche *4*. Cette commande est destinée à communiquer le mouvement de rotation depuis le moteur électrique à la boîte de vitesses et à la broche (arbre *II-II*) ; ce mouvement est transmis par l'intermédiaire du groupe constitué par la poulie de commande du moteur électrique, la courroie et la poulie commandée de l'arbre de transmission *I-I*. La boîte de vitesses permet de changer le nombre de tours de la broche n et de choisir ainsi les régimes de coupe les plus avantageux.

Il existe deux types de boîtes de vitesses: les boîtes de vitesses à rapports multiples et les boîtes de vitesses progressives. Les boîtes de vitesses à rapports multiples permettent de modifier les vitesses de rotation de la broche depuis un nombre maximal jusqu'à un nombre minimal, et comportent plusieurs vitesses de rotation intermédiaires. Les boîtes de vitesses progressives assurent une modification progressive des vitesses de rotation de la broche, ce qui permet de choisir les vitesses de coupe les plus avantageuses en fonction du diamètre de la pièce usinée, et d'obtenir un bon état de surface sans réduire le rendement de la machine.

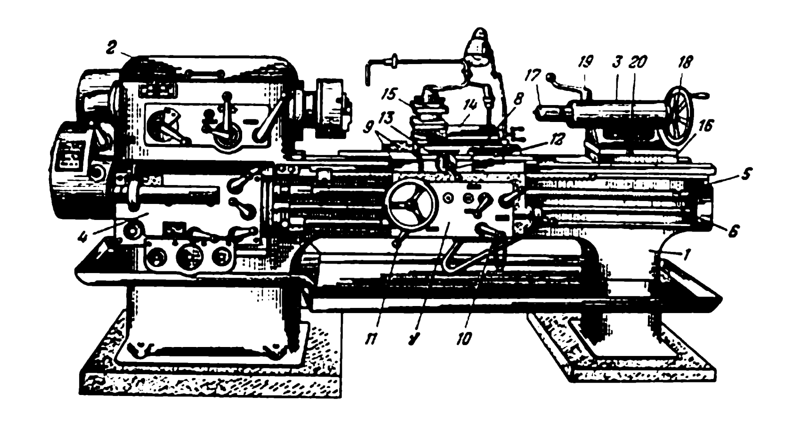


Fig. 193. Vue d'ensemble d'un tour à charioter modèle 1A62

1 — banc; *2* — poupée; *3* — contre-poupée; *4* — boîte des avances; *5* — vis-mère; *6* — barre de chariotage; *7* — tablier; *8* — porte-outil; *9* — chariot porte-outil; *10* — levier pour l'avance automatique longitudinale du porte-outil; *11* — volant; *12* — levier de l'avance transversale du porte-outil; *13* — chariot transversal; *14* — chariot supérieur; *15* — tourelle porte-outils; *16* — base de la contre-poupée; *17* — fourreau; *18* — volant; *19* — levier de verrouillage du fourreau; *20* — boulon

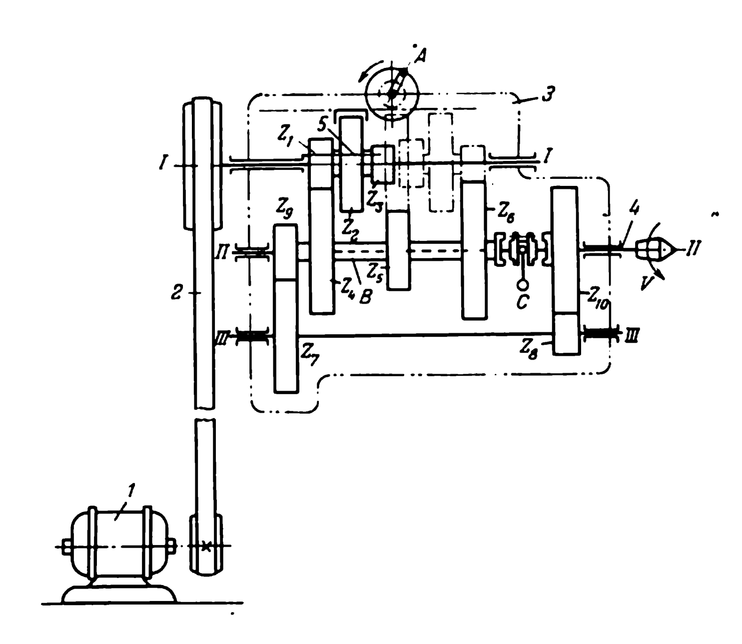


Fig. 194. Schéma cinématique de commande du mouvement d'exécution d'un tour à boîte de vitesses à pignons baladeurs

Dans les tours à boîtes de vitesses *à rapports multiples*, le changement des vitesses est assuré par des pignons (voir fig. 194) ou des poulies étagées. La commande du mouvement principal à trains de pignons est plus compacte que les autres types de boîtes. Une courroie transmet le mouvement depuis le moteur électrique à l'arbre *I-I* qui porte le train des trois pignons baladeurs z_1, z_2 et z_3. Le train de pignons fixé par la clavette coulissante *5* peut être déplacé le long de l'arbre *I-I* à l'aide de la poignée *A* ; il engrène à tour de rôle les pignons z_4, z_5 et z_6, solidaires à la bague *B*. Celle-ci est montée librement sur la broche *II-II*. Les pignons z_9 et z_{10} emmanchés sur la broche *II-II* sont en prise directe avec les roues z_7 et z_8 du harnais d'engrenages *III-III* de la boîte des engrenages. En branchant le crabotage *C* à gauche, on débraye le harnais *III-III* et l'on transmet à la broche trois vitesses de rotation différentes n_1, n_2 et n_3 suivant la position du train des pignons baladeurs.

Si on désigne par n_0 la vitesse de rotation de l'arbre *I-I*, on obtient

$$n_1 = n_0 \frac{z_1}{z_4}; \qquad n_2 = n_0 \frac{z_2}{z_5}; \qquad n_3 = n_0 \frac{z_3}{z_6}, \tag{104}$$

où $\frac{z_1}{z_4}$, etc. sont les rapports du nombre des dents du pignon sur l'arbre de commande (dans notre cas, sur l'arbre *I-I*) à celui des dents du pignon sur l'arbre commandé (broche *II-II*).

En branchant le crabotage *C* à droite, le harnais *III-III* au rapport $i_t = \frac{z_{10}}{z_8} \cdot \frac{z_7}{z_9}$ est accouplé à la broche *II-II* et la machine reçoit encore trois vitesses de rotation. Le harnais permet donc de transmettre à la broche des vitesses de rotation supplémentaires.

La boîte de vitesses à pignons avec harnais permet d'assurer à la broche six vitesses de rotation différentes. Les vitesses de rotation transmises par ces commandes à la broche sont égales à 3 ; 4 ; 6 ; 8 ; 12 ; 16 et 24 tours.

Les vitesses de rotation de chaque groupe changent selon la progression géométrique dont le dénominateur φ a les grandeurs suivantes : 1,06 ; 1,12 ; 1,26 ; 1,41 ; 1,58 et 2. Plus le dénominateur de la progression φ est petit, plus la différence entre les vitesses de rotation de tel ou autre groupe de nombres sera petite, et, par conséquent, plus le réglage de la vitesse de rotation sera facile.

L'avantage de la commande par boîte de vitesses à pignons est la possibilité de transmettre des puissances élevées ; en modifiant la vitesse de rotation on ne modifie pas la puissance effective de la broche.

Les boîtes de vitesses *progressives* ont des poulies coniques et des commandes à friction, électriques, électromécaniques ou hydrauliques.

Dans le nouveau tour à charioter et à fileter modèle 1620, très puissant, la boîte de vitesses est munie d'un système à friction pour la

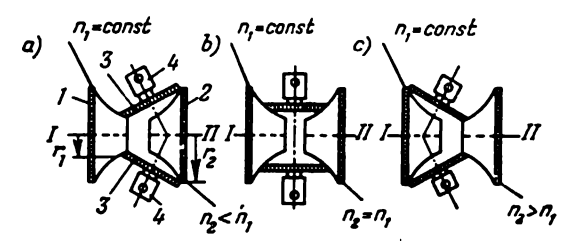


Fig. 195. Fonctionnement schématique du variateur de vitesse de V. A. Svétozarov

modification de la vitesse de rotation de la broche. Ce système a été mis au point par l'ingénieur V. A. Svétozarov ; il permet de modifier progressivement les vitesses de rotation dans une marge de 18 à 3 000 tr/mn pour des avances longitudinales de 0,05 à 2 mm/tr.

La fig. 195 représente le schéma du variateur de vitesses de Svétozarov où les disques à friction et les rouleaux occupent trois positions caractéristiques, celle du nombre minimal, moyen et maximal des tours de la broche.

Les disques d'acier à friction *1* et *2* à évidement sphérique sont emmanchés sur des arbres creux *I* et *II*. L'arbre *I* est accouplé par l'intermédiaire d'un manchon à billes à l'arbre du moteur électrique. Le disque *1* tourne à une vitesse constante (n_1=const) et reçoit le mouvement de rotation de la part du même moteur électrique. Les ressorts d'entretoisement incorporés dans les arbres *I* et *II* serrent les disques *1* et *2* contre les rouleaux d'acier *3-3*. Un mécanisme spécial peut faire pivoter d'un certain angle chacun des rouleaux *3-3* avec l'arbre *4*.

Quand on branche le moteur électrique, le disque *1* commence à tourner sur son arbre entraînant dans le mouvement de rotation les rouleaux *3-3*. Cette rotation est transmise par l'intermédiaire d'une transmission à friction au disque *2*. La vitesse de rotation n_2 du disque *2* dépend du rapport entre les rayons r_1 et r_2 ; elle est calculée d'après la formule :

$$n_2 = n_1 \frac{r_1}{r_2}. \qquad (105)$$

Lorsque les rouleaux sont placés dans la position de la fig. 195,*a*, le rapport des rayons $\frac{r_1}{r_2} < 1$, donc, $n_2 < n_1$; dans le deuxième cas (fig. 195,*b*) ce rapport est égal à 1 et $n_2 = n_1$; dans le troisième cas (fig. 195,*c*) $\frac{r_1}{r_2} > 1$ et donc, $n_2 > n_1$.

La vitesse de rotation n_2 de l'arbre *II* est transmise à la poulie à courroie trapézoïdale et ensuite à la broche. En modifiant la position des rouleaux par rapport à l'évidement sphérique des disques *1* et *2*, on peut changer progressivement la vitesse de rotation de la broche.

Le variateur de vitesses de Svétozarov permet de réaliser une gamme de réglage dans un rapport $\Delta = \frac{n_{max}}{n_{min}} = 4 \div 8$. Si on emploie ce variateur en combinaison avec une boîte de vitesses à pignons à trois étages, on peut élargir encore la gamme des vitesses de la broche.

Commande des avances. La commande des avances transmet le mouvement depuis la broche au chariot, c'est-à-dire qu'elle transforme le mouvement rotatif en un mouvement de translation ; en outre, elle permet également de choisir les avances et de modifier leur direction. Ce mécanisme permet de régler non seulement la grandeur des avances pour le tournage, mais il assure également le réglage des avances pour le filetage dans un large diapason.

Le mouvement du mécanisme des avances est transmis généralement à partir de la commande de la broche qui est le dernier maillon de la commande du mouvement de travail. Dans ce but, le pignon de l'inverseur est fixé soit à la broche, soit à l'arbre intermédiaire accouplé à la broche par un train de pignon spécial. Dans certaines machines-outils la commande des avances est assurée par un moteur spécial.

La commande des avances d'un tour (fig. 196) comporte l'inverseur *1*, la tête de cheval *2* à roues interchangeables, la boîte des avances *3* avec une vis-mère *4* et l'arbre *5*, le tablier *6*. Le *mécanisme de renversement* est destiné à modifier le sens de rotation de la vis-mère ou de la barre de chariotage, ce qui assure le déplacement du chariot avec l'outil de droite à gauche ou de gauche à droite.

Le mécanisme de renversement peut comporter les éléments suivants :

1) quatre pignons cylindriques avec engrenage consécutif de ce qu'on appelle le harnais avec les pignons cylindriques (fig. 197,*a*) ;

2) un système de pignons cylindriques avec engrenage parallèle et un train de pignons coulissant sur une clavette (fig. 197,*b*) ;

3) un système de pignons cylindriques avec engrenage parallèle et crabotage (fig. 197,*c*).

4) un système de pignons coniques avec crabotage (fig. 197,*d*), etc.

Dans les tours on utilise le plus souvent comme mécanisme de renversement le harnais constitué par des pignons cylindriques. Le pignon z_1 est calé sur la broche *I*, alors que le pignon z_4 est monté sur l'arbre *II*, qui sert généralement d'arbre à la tête de cheval des roues interchangeables. Les pignons z_2 et z_3 sont fixés librement sur les axes *III* et *IV* du support avec le levier *L*. Le support est monté sur l'arbre *II* et on peut le faire pivoter à l'aide du levier par rapport à l'arbre en le plaçant dans les positions *1*, *0* et *2*. Les pignons z_2, z_3 et z_4 sont en prise directe l'un avec l'autre.

Si le levier *L* est positionné en *1*, les pignons $z_1 = z_4$ seront successivement engrenés et la rotation de l'arbre *2* sera inverse à celle de la broche. Si le levier *L* est positionné en *2*, l'engrenage sera assuré par les pignons z_1-z_3-z_4 et l'arbre *II* tournera dans le même sens que la

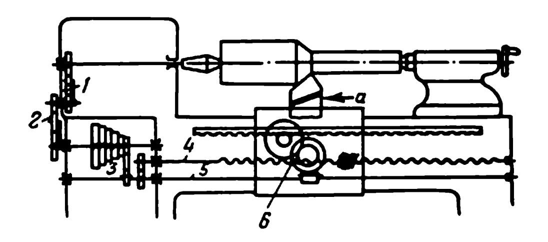


Fig. 196. Schéma cinématique du mouvement des avances d'un tour

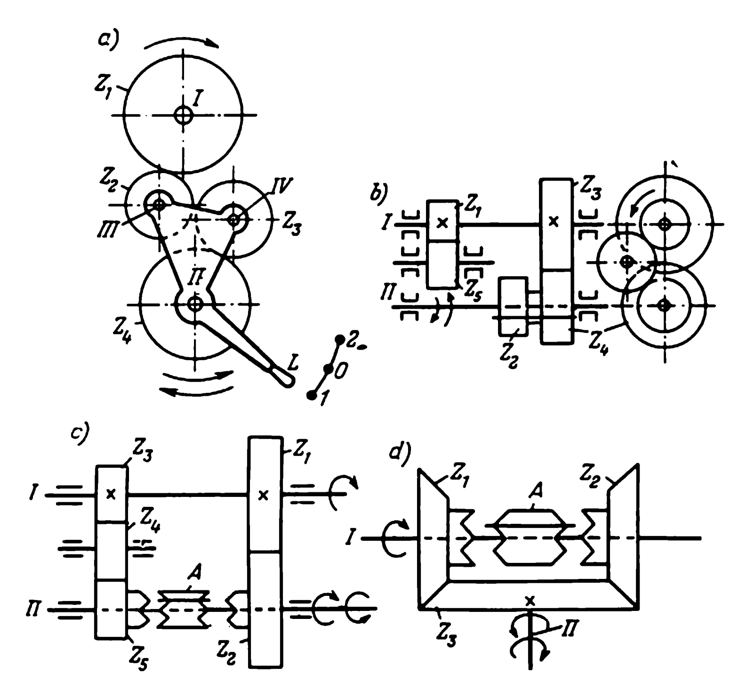


Fig 197. Schémas cinématiques des mécanismes de renversement d'un tour

broche. Quand le levier est positionné à *0*, les pignons z_2 et z_3 ne sont plus en prise avec le pignon z_1 et la rotation de la broche n'est pas transmise à l'arbre *II*, le harnais est débrayé.

Dans le mécanisme de renversement avec un train de pignons coulissant, le renversement de la rotation de l'arbre *II* par rapport à celui de l'arbre *I* est assuré par l'engrenage des pignons z_3-z_4 ; quand ce sont les pignons z_1-z_5-z_2 qui sont en prise, le sens de rotation des arbres *I* et *II* coïncide.

Dans les mécanismes au crabotage le système de renversement est identique.

On appelle *tête de cheval* le mécanisme formé d'un jeu de roues interchangeables (de série) et d'un dispositif spécial qui constitue la tête de cheval en question. La tête de cheval sert à régler la commande des avances pour assurer la vitesse de rotation et l'avance nécessaires lors du tournage, ainsi que pour réaliser le pas correspondant lors du filetage; elle est destinée également à assurer la transmission du mouvement depuis le harnais à la boîte des avances ou à la vis-mère.

Les roues de série peuvent être combinées de trois façons en formant des montages à un, deux ou trois couples de pignons.

Dans le montage à un couple (fig. 198,*a*), le pignon z_1 est calé sur l'arbre *I* du harnais, alors que le pignon z_3 sur l'arbre *II* de la boîte des avances. Le pignon intermédiaire z_2 est emmanché sur l'arbre *D* qu'on peut déplacer le long de la rainure rectiligne de la tête de cheval *T* et bloquer dans la position nécessaire. La tête de cheval *T* est fixée sur l'arbre *II* ; elle peut tourner librement par rapport à l'axe de l'arbre. Le rapport de la tête de cheval des avances est calculé d'après le rapport entre les nombres de dents des pignons z_1 et z_3. Pour remplacer les pignons z_1 et z_3 et assurer l'engrènement avec le pignon intermédiaire, on déplace l'arbre *D* dans la rainure rectiligne et on tourne la tête de cheval *T* dans la rainure circulaire, changeant ainsi la distance entre les axes de l'arbre *I* et de l'arbre *D*, de l'arbre *D* et de l'arbre *II*.

Le montage à deux couples (fig. 198,*b*) comporte quatre pignons z_1-z_4 qui transmettent le mouvement depuis l'arbre *I* du harnais à l'arbre *II* de la boîte des avances. Le pignon z_1 est fixé sur l'arbre *I*, le pignon z_4 sur l'arbre *II* ; les pignons z_2 et z_3 portés par une bague à clavette sont calés sur l'arbre *D*.

Pour obtenir de nouveaux rapports, on change la distance entre les axes, en déplaçant l'arbre *D* le long de la rainure rectiligne, et en tournant la tête de cheval par rapport à l'axe de l'arbre *II* en la faisant suivre la rainure circulaire. Le rapport est établi en modifiant la raison de la tête de cheval $i_t = \frac{z_1}{z_2} \cdot \frac{z_3}{z_4}$.

Le montage à trois couples (fig. 198,*c*) comporte six pignons z_1-z_6. Le pignon z_1 est fixé sur l'arbre *I*, tandis que le pignon z_6 est monté sur l'arbre *II* ; les pignons z_2 et z_3, z_4 et z_5 sont placés sur les bagues à clavette montées respectivement sur les arbres D_1 et D_2. Cette trans-

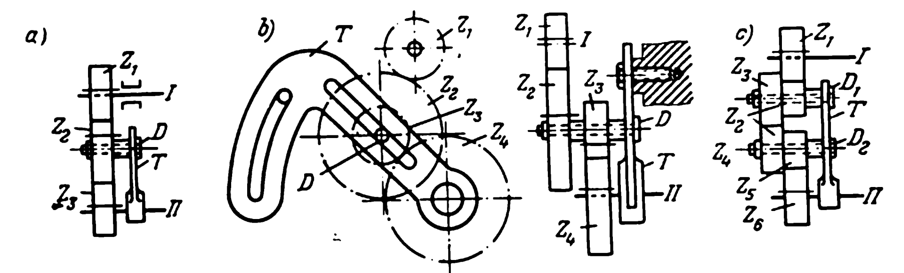


Fig. 198. Schéma du montage des roues interchangeables d'une tête de cheval

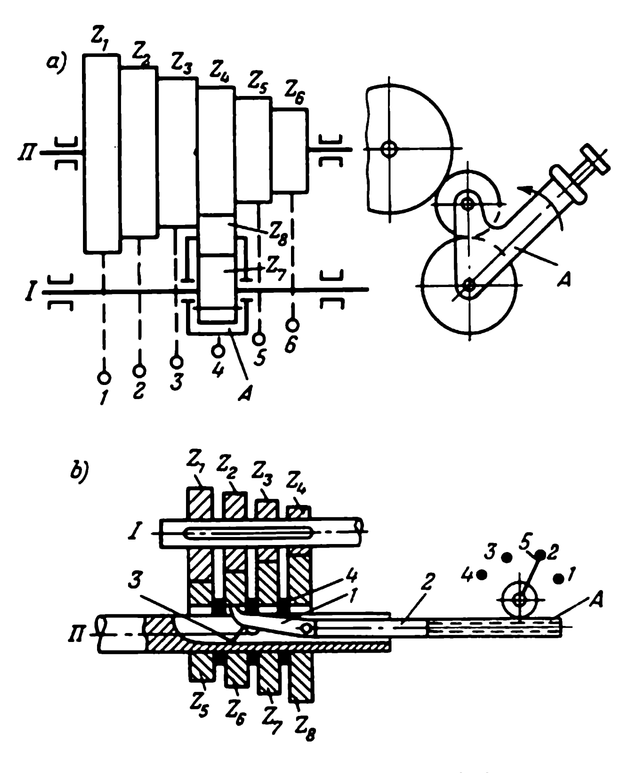


Fig. 199. Schéma des transmissions
a — à pignon d'étirage; *b* — à clavette coulissante

mission permet d'augmenter encore plus le nombre de rapports en remplaçant les pignons. Leur formule est $i_t = \frac{z_1}{z_2} \cdot \frac{z_3}{z_4} \cdot \frac{z_5}{z_6}$.

Pour assurer le fonctionnement normal d'un tour, on a établi par calcul la série normale des nombres des dents et le jeu minimum des roues de série.

La *boîte des avances* est placée sous la poupée de la machine. Pendant le tournage, ou le filetage, elle permet de changer rapidement la grandeur de l'avance par le passage des leviers.

Les boîtes des avances les plus courantes sont les boîtes au pignon d'étirage et à clavette coulissante.

Le mécanisme au pignon d'étirage (fig. 199,*a*) est constitué par un train de pignons z_1-z_6 emmanchés sur l'arbre *II* ; l'arbre *I* porte le pignon z_7 et le support *A* qui sont fixés à l'aide d'une clavette coulissante.

Le pignon d'étirage z_8, fixé également au support *A*, se trouve en prise directe avec le pignon z_7. En général, la transmission est réalisée depuis l'arbre de commande *I* à l'arbre commandé *II*. Le pignon d'étirage peut être accouplé à l'aide du support avec un des pignons du train z_1-z_6 ; pour réaliser l'engrenage, on fait pivoter le support *A* sur l'arbre *I*, et on le déplace le long de cet arbre en le fixant ensuite dans la position correspondante.

Le mécanisme à clavette coulissante (fig. 199,*b*) comporte deux groupes de pignons, z_1-z_4 et z_5-z_8 ; le premier groupe est claveté sur l'arbre *I*, le deuxième est monté fou sur l'arbre creux *II*. Chaque train de pignons est entraîné par la clavette coulissante *1* que l'on déplace le long de la rainure de l'arbre creux à l'aide de la tringle *2* et du dispositif à crémaillère *A*. Quand on fait pivoter la poignée *5* du dispositif à crémaillère, le ressort *3* pousse la clavette qui se loge dans la rainure de l'un des pignons du train z_5-z_8 en transmettant ainsi la rotation depuis l'arbre *I* à l'arbre *II*, et en modifiant conformément le rapport de transmission.

Pour prévenir le grippage des deux pignons fous montés sur l'arbre *II*, on place entre eux des bagues d'entretoisement *4* qui ne comportent pas de rainure. Les mécanismes à clavette coulissante se distinguent par la sûreté de leur fonctionnement, et assurent un changement de vitesses harmonieux pendant la marche des machines-outils.

Le *tablier* est fixé à la partie inférieure du porte-outils. Les mécanismes des avances, logés dans le tablier, sont destinés à transformer le mouvement de rotation, transmis depuis la vis-mère ou la barre de chariotage, en mouvement de translation (avance) du porte-outils. Le tablier comporte un système d'engrenages cylindriques et hélicoïdaux (fig. 200).

La vis-mère *1* assure l'avance du tablier pour l'exécution des filetages. Pour exécuter d'autres travaux de tournage, le mouvement d'avance est communiqué par la barre de chariotage *2* qui est constituée par une vis sans fin *3* montée sur une clavette coulissante. La

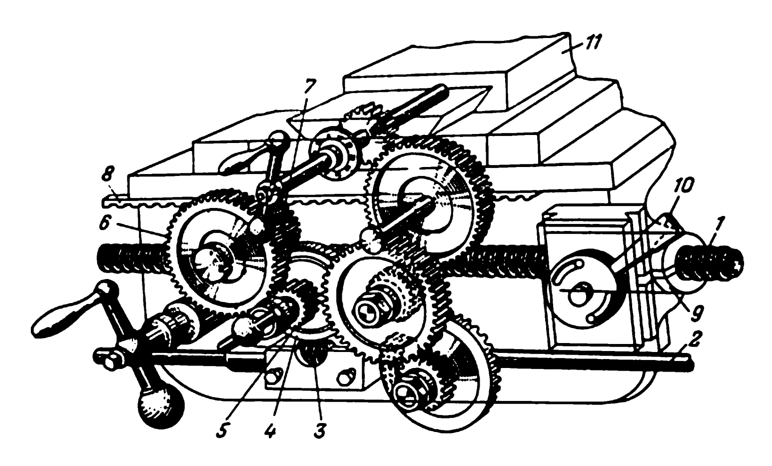


Fig. 200. Mécanisme du tablier

vis sans fin *3* reçoit un mouvement de rotation et peut être déplacée le long de la barre à l'aide des bossages fixés du côté intérieur de la paroi du tablier. La rotation de la vis sans fin est transmise à la roue hélicoïdale *4* et au pignon cylindrique *5* placé sur le même axe. Ce dernier engrène le pignon *6* qui transmet la rotation au pignon *7* placé sur le même axe. Le pignon *7* roule sur la crémaillère fixe *8* rattachée au banc du tour et pousse ainsi le porte-outils *11* accouplé au tablier. C'est ainsi que le mouvement de rotation de la barre de chariotage *2*, transmis depuis les mécanismes du tablier, se transforme en mouvement de translation du porte-outils et en mouvement transversal de l'outil.

Pour l'exécution des filetages, c'est la vis-mère *1* qui reçoit la rotation ; la barre de chariotage *2* doit être alors débranchée de tous les mécanismes du tablier. La vis-mère *1* comporte un demi-écrou *9* fixé au côté intérieur de la paroi du tablier. Quand on branche le levier *10*, les deux parties du demi-écrou serrent la vis-mère en rotation, de façon que l'écrou ainsi que le porte-outils reçoivent un mouvement de translation ; lorsque le levier est débranché, les deux parties de l'écrou s'écartent en libérant la vis, ce qui aboutit à l'arrêt du porte-outils.

Comme les trains d'engrenages hélicoïdal et cylindrique du tablier ne changent pas et assurent un rapport de transmission constant, les grandeurs différentes des avances ne sont obtenues qu'en changeant la vitesse de rotation de la vis-mère ou de la barre de chariotage, qui reçoivent le mouvement depuis la boîte des avances.

Porte-outils. Le porte-outils sert à fixer l'outil de coupe et lui communiquer des avances longitudinales ou transversales.

Le porte-outils repose sur le chariot inférieur (longitudinal) qui se déplace dans les glissières du banc du tour (voir fig. 193).

L'avance automatique longitudinale du porte-outils est branchée par le levier *10* ; son avance manuelle est réalisée en tournant le volant *11* placé sur le tablier. L'outil, serré dans le porte-outils, se déplace alors parallèlement à l'axe de la broche.

Pour faire avancer à la main le porte-outils dans le sens transversal, on tourne la poignée *12* ; alors, le chariot transversal *13* se déplace perpendiculairement à l'axe de la broche guidé par les glissières du chariot inférieur *9*. Sur le chariot transversal *13* se trouvent la partie pivotante du porte-outils avec le chariot supérieur *14* et la tourelle *15*. Quand la nécessité se présente, on peut faire pivoter le chariot supérieur sous l'angle nécessaire à l'aide de la partie pivotante.

Contre-poupée. La contre-poupée (fig. 193) est destinée à serrer les pièces à usiner d'une longueur importante ($L > 4D$) entre les pointes du tour et à porter certains outils de coupe (forets, fraises, alésoirs). Elle est constituée par un corps en fonte placé sur une semelle coulissante *16*. La semelle de la contre-poupée se déplace dans les glissières du banc. Suivant la longueur de la pièce à usiner la contre-poupée peut être vérouillée par des dispositifs spéciaux à l'endroit nécessaire.

L'orifice aménagé sur la partie supérieure du corps de la contre-poupée est prévu pour recevoir l'arbre creux appelé fourreau qui sert à porter et à caler la contre-pointe. Le fourreau avec la contre-pointe peuvent se déplacer dans le sens longitudinal ; ce mouvement est réalisé par la vis et le volant *18*. Le verrouillage du fourreau est assuré par le levier *19*.

Pour le tournage des pièces coniques, le corps de la contre-poupée peut être déporté transversalement par rapport à la semelle à l'aide du boulon *20*.

Lors des coupes rapides, on fixe dans le fourreau une contre-pointe tournante.

§ 2. Schéma cinématique du tour

On appelle schéma cinématique la représentation conventionnelle des rapports existant entre toutes les chaînes des mouvements d'une machine.

Un tour est composé de deux chaînes cinématiques : moteur électrique — broche, et broche — porte-outils. La deuxième chaîne compte deux variantes, celle assurant l'avance longitudinale (filetage et tournage) et celle assurant l'avance transversale de l'outil.

Chaque chaîne cinématique est formée d'une série de couples cinématiques de pignons ou de poulies. La succession de l'accouplement des couples au sein de la chaîne est représentée généralement par des chiffres qui indiquent le nombre des dents des pignons ou les diamètres des poulies. La notation s'inscrit en ligne ; les éléments des couples cinématiques fixés sur le même arbre sont reliés par un tiret ; ceux, fixés sur divers arbres, par un signe de multiplication.

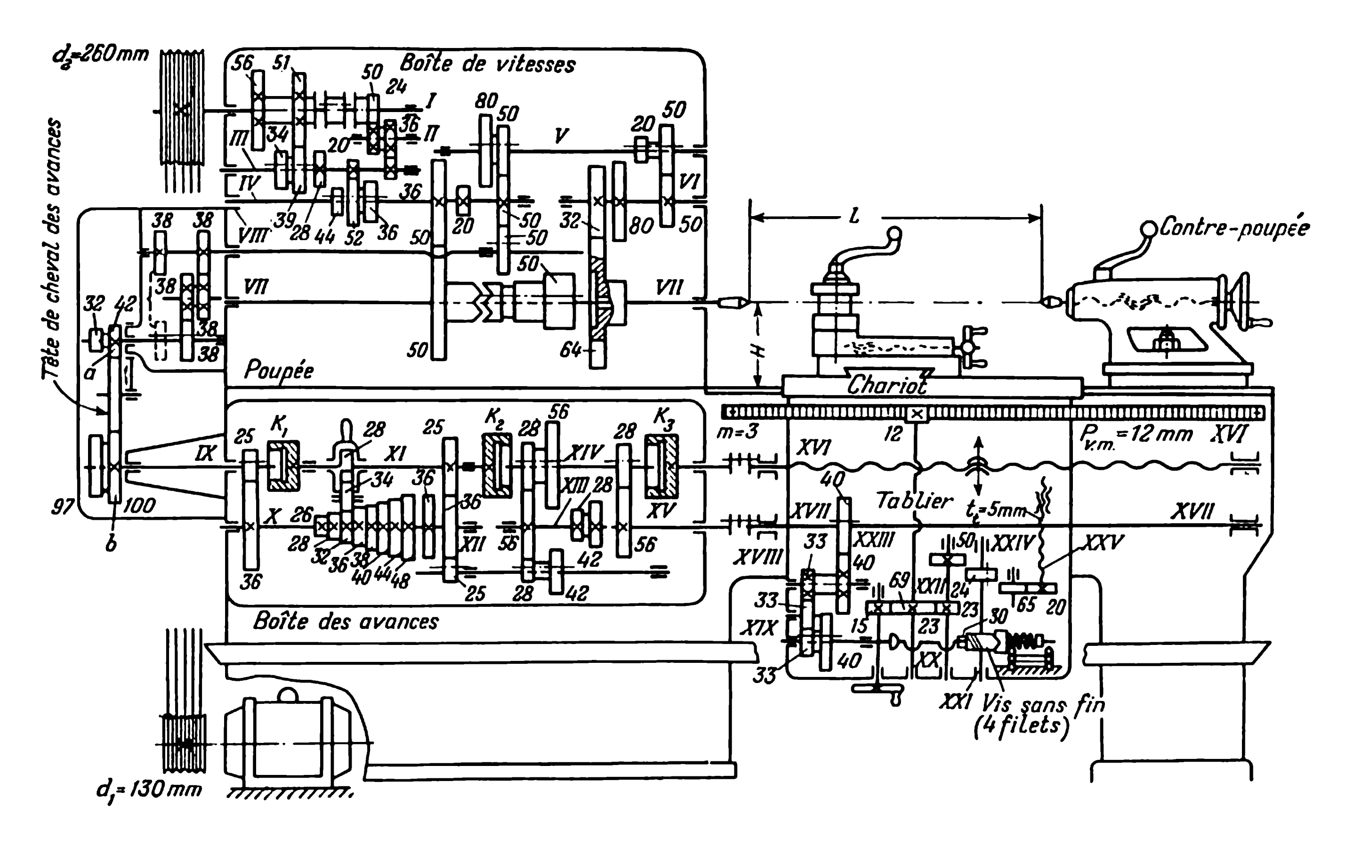


Fig. 201. Schéma cinématique du tour à fileter modèle 1A62

La fig. 201 représente le schéma cinématique d'un tour modèle 1A62. Examinons la chaîne cinématique : moteur électrique — broche. Elle relie l'arbre du moteur (poulie $d_1=130$ mm) à la poulie de l'arbre *I* (poulie $d_2=260$ mm) de la boîte de vitesses où logent les arbres *II*, *III*, *IV*, *V*, *VI* et *VII* avec le jeu correspondant des trains des pignons cylindriques. La structure de cette chaîne peut être exprimée par la formule suivante :

$$n_b = n_{m.e.} \cdot \frac{130}{260} \cdot i_{b.v.} \cdot \eta \ \text{tr/mn}, \qquad (106)$$

où n_b est le nombre de tours de la broche par minute;
$n_{m.e.}$, le nombre de tours du moteur électrique par minute;
$i_{b.v.}$, le rapport modifiable de la boîte de vitesses;
η, le coefficient de glissement de la courroie (on prend η égal à 0,98).

La boîte de vitesses du tour 1A62 peut assurer 21 rapports (de 12 à 1 200 tr/mn).

On peut étudier de la même façon la chaîne cinématique du porte-outils lors des avances longitudinale ou transversale, ainsi que lors du filetage.

L'examen du schéma cinématique d'un tour et de ses chaînes cinématiques particulières permet de choisir la formule du réglage assurant l'exécution d'une opération concrète. Les données généralisées obtenues par ce procédé sont inscrites sur le tableau de réglage fixé sur une plaquette métallique près de la place de travail du tourneur.

§ 3. Outils de tour

Pour les travaux de tournage on emploie des outils à charioter, à saigner, à tronçonner, à aléser, à fileter, à façonner.

Les *outils à charioter* peuvent être dégrossisseurs et finisseurs.

Les outils dégrossisseurs (fig. 202,*a*) sont employés quand la couche de métal à enlever est épaisse. Ils peuvent être à droite, à gauche, droits, coudés ; ils sont caractérisés par des angles de coupe qui leur assurent une durée maximum.

Les outils finisseurs (fig. 202,*b*) sont employés pour la finition des pièces ; leur rayon du bec est beaucoup plus grand que celui des dégrossisseurs. Quand il faut obtenir un très bon état de surface, on recourt aux outils finisseurs plats.

Les bouts des pièces ou les faces des saillies qui forment un angle droit ou aigu avec l'axe de la pièce sont usinés par des *outils à saigner* auxquels on communique une avance transversale (fig. 202,*c*).

Les *outils à tronçonner* (fig. 202,*d*) servent à diviser les pièces en parties et à exécuter des rainures circulaires.

Les *outils à aléser* (fig. 202,*e*) servent à l'usinage des trous débouchés et des trous borgnes ; ces outils doivent être toujours plus longs que les trous à exécuter.

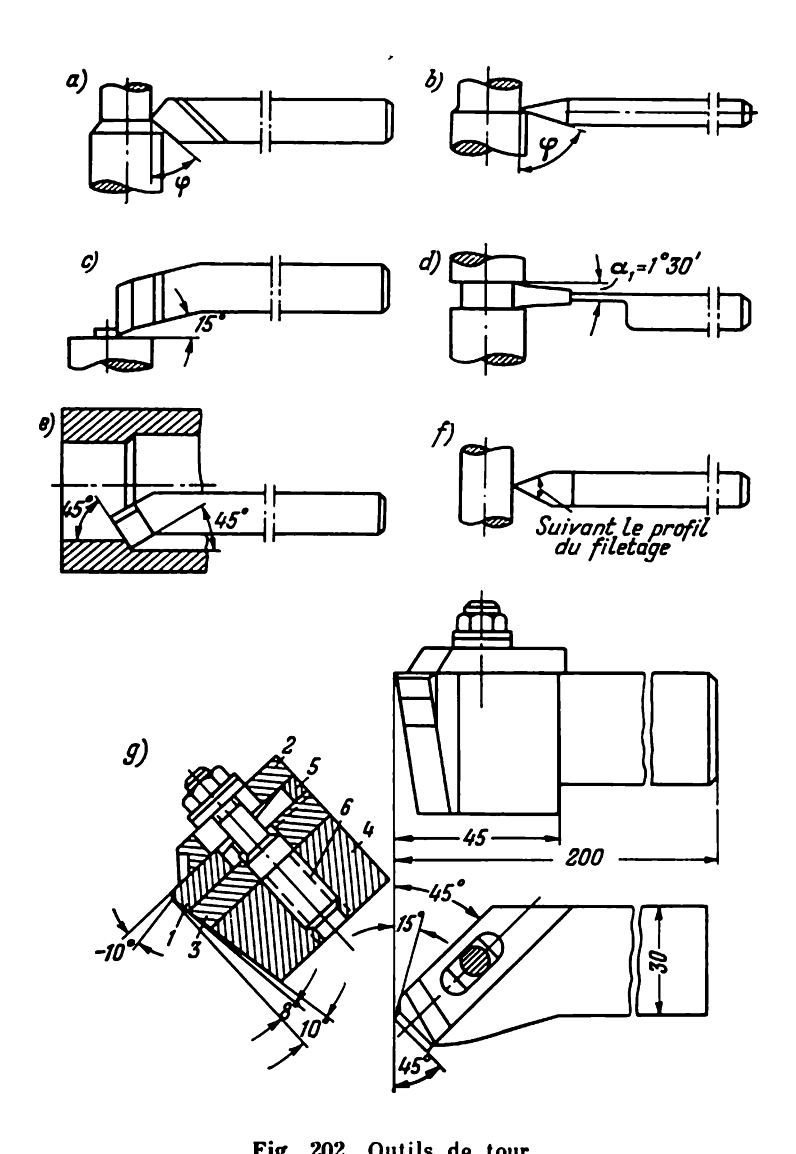


Fig. 202. Outils de tour

a — à charioter dégrossisseur droit; *b* — à charioter finisseur à bec arrondi; *c* — à saigner; *d* — à tronçonner; *e* — à aléser; *f* — à fileter les extérieurs; *g* — créé par ЦНИИТМАШ à serrage mécanique de la plaquette en cermet

Suivant la disposition de la partie active par rapport au corps les *outils à fileter* (fig. 202,*f*) sont classés dans le groupe des outils à fileter extérieurement avec la partie active droite, et le groupe des outils à fileter intérieurement, dont la partie active est coudée. L'angle d'affûtage de l'outil dans le plan doit correspondre au profil du filet.

Outre les outils qui viennent d'être examinés, on emploie souvent des outils spéciaux d'une forme géométrique modifiée dans le but d'élever leur durée.

Il importe de noter que les outils en acier au carbone ou en acier allié (et parfois en acier rapide) sont exécutés en monobloc, alors que les outils à carbures et à céramique sont fabriqués en deux pièces (avec des plaquettes rapportées). Les plaquettes de carbure dur sont brasées au support (corps) de l'outil, alors que les plaquettes en céramique sont fixées par divers procédés. La fig. 202,*g* représente la fixation d'une plaquette céramique d'un outil à charioter. La plaquette *1* est serrée au support (corps) de l'outil *4* par le brise-copeaux *2* amovible et la cale *3*. Pour assurer un positionnement judicieux de la plaquette on a prévu une butée *5*. Le brise-copeaux est fixé au support par le goujon *6*.

§ 4. Principaux travaux de tournage

Les tours, et tout particulièrement les tours à charioter et à fileter, permettent d'exécuter le tournage avec serrage entre pointes, sur le mandrin ou sur le plateau ; l'alésage, le surfaçage, le saignage et le tronçonnage, le filetage. En outre, à l'aide de ces machines on peut exécuter des cônes, des surfaces de forme et autres travaux en utilisant des outils de coupe et des dispositifs correspondants.

Tournage entre pointes. Les barres (arbres, axes) dont le rapport de la longueur au diamètre $\frac{L}{D}>4$ sont usinées le plus souvent entre pointes par des outils dégrossisseurs (fig. 203). Un toc d'entraînement *a* est placé sur la pièce pointée, serrée entre la pointe et la contre-pointe. La pointe est fixée dans la broche de la poupée, alors que la contre-pointe, dans le fourreau de la contre-poupée. Le toc est fixé sur un des bouts de la pièce à l'aide d'une vis *1* de façon à ce que son pousse-toc *2* entre dans la rainure du plateau *3*. Le plateau est fixé par un filetage sur l'extrémité avant de la broche.

Souvent le plateau ordinaire est remplacé par un plateau pousse-toc qui entraîne un toc.

Pour préserver les pièces longues $\left(\frac{L}{D}>10\text{-}12\right)$ de la flexion, on emploie des dispositifs de guidage, les lunettes.

La lunette fixe *b* (fig. 203) est placée sur les deux glissières du banc *4* et fixée à l'aide d'une plaque *5* et d'un boulon avec écrou *6* entre la poupée et la contre-poupée. La pièce usinée est serrée entre les trois

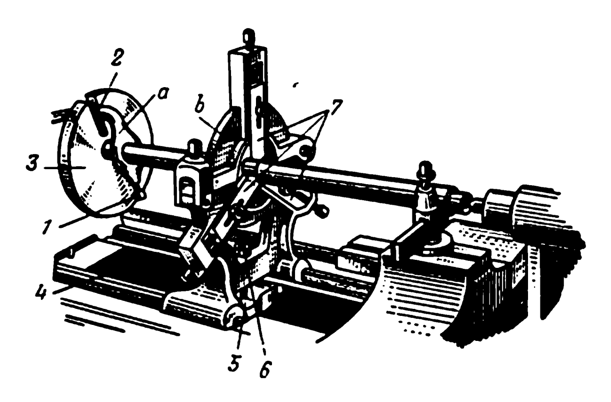


Fig. 203. Tournage entre pointes avec lunette fixe

mors réglables 7. Pour le tournage rapide on serre entre les mors un roulement à rouleaux ou à billes sur lequel repose la pièce en rotation.

Une lunette mobile est fixée au chariot du porte-outils et se déplace avec lui le long de la pièce. Le serrage est assuré par deux mors qui reçoivent la pression de l'outil.

Tournage sur le mandrin. L'usinage des pièces d'une longueur $L<4D$ est réalisé par les outils à charioter, à saigner, à tronçonner ou à aléser. Pour l'usinage de ces pièces, une de leurs extrémités est fixée sur le mandrin, alors que l'autre reste libre et n'est pas serrée dans la contre-poupée. Les mandrins employés peuvent être à trois ou à quatre mors et sont fixés à la broche par un filetage.

Le mandrin à trois mors à centrage automatique (fig. 204,*a*) est utilisé pour le tournage des pièces symétriques. Les mors *1-3* de ce mandrin peuvent se déplacer radialement. Ce mouvement est assuré par le grand pignon conique *4*, qui comporte à sa face un évidement en spirale, ainsi que par les trois pignons coniques *5* qu'il engrène ; ces derniers sont logés dans le corps *6* du mandrin, et pour les déplacer on se sert d'une clé à douille. Les saillies des mors logent dans l'évidement en spirale du grand pignon et quand ce dernier tourne, elles se déplacent avec les mors dans les rainures radiales du corps du mandrin pour serrer la pièce.

Le mandrin à quatre mors (fig. 204,*b*) prévoit un déplacement indépendant de chacun des mors *7* à *10* fixés dans les rainures radiales du plateau *11*. Ces mandrins sont employés pour le montage et le serrage des pièces ayant une forme tourmentée ou asymétrique.

Ce sont les mandrins à aimant permanent qui sont les plus commodes pour dresser les faces des plaques et autres pièces plates à parois minces.

Dans la production en grande et très grande série on emploie des mandrins à serrage pneumatique ou hydraulique qui rendent le travail beaucoup plus facile tout en le faisant beaucoup plus rapide.

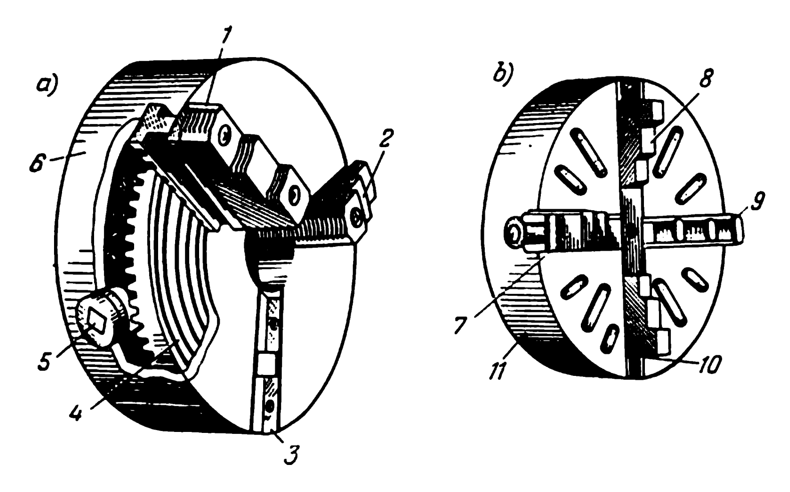


Fig. 204. Mandrins à mors
a — à centrage automatique; b — à quatre mors

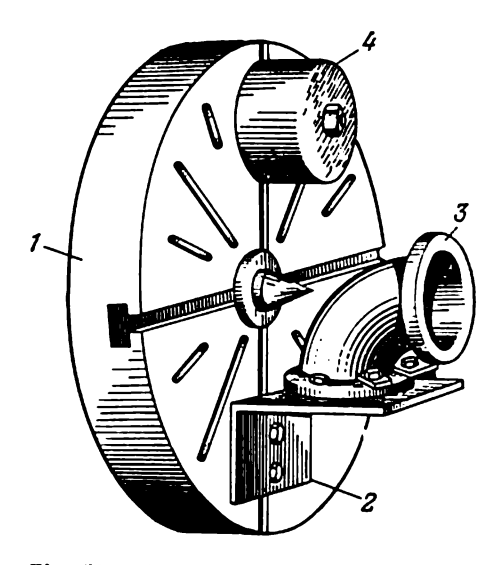


Fig. 205 Fixation de la pièce au plateau

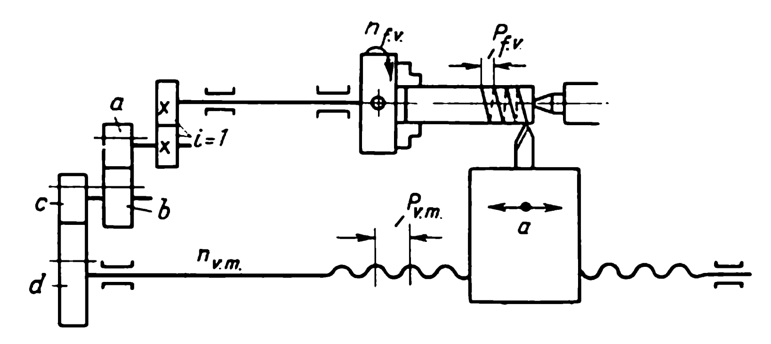


Fig. 206. Schéma de l'exécution d'un filetage au tour

Tournage avec ablocage sur plateau. Pour assurer l'usinage des pièces asymétriques ou de forme tourmentée qu'il est incommode ou impossible de fixer sur un mandrin à mors, on emploie le plateau *1* (fig. 205) fixé à la broche par un filetage. Ce plateau est un disque à rainures radiales.

La pièce usinée est fixée au plateau par des boulons. Si cette fixation est difficile à réaliser, on monte d'abord une équerre *2* à laquelle on rattache la pièce *3*. La pièce une fois fixée est équilibrée par un contrepoids *4*.

Alésage. Ce genre de travail est prévu pour donner à un trou une cote précise ; il est exécuté par un outil d'alésage (fig. 202,*e*). La pièce est fixée sur un mandrin à mors ou sur un plateau. Parfois, avant d'exécuter l'alésage, on procède au perçage du trou.

Dressage des faces. Le dressage des faces permet d'obtenir une face plane ou de former sur une partie de la face un plan annulaire ; l'opération est effectuée par un outil à saigner (fig. 202,*c*) qui se déplace dans le sens transversal ; la pièce à usiner est serrée dans un mandrin à mors ou sur un plateau.

Tronçonnage et saignage. La pièce est serrée dans un mandrin. Le travail est exécuté en assurant à l'outil une avance transversale. Le saignage peut être effectué en déplaçant l'outil de la périphérie vers le centre de la pièce ou du centre vers la périphérie.

Filetage. Avant de procéder au filetage on procède au réglage de la machine, en employant le plus souvent le jeu des pignons correspondants de la tête de cheval, selon le schéma de la fig. 206. Le rapport du train de pignons qui associe la broche au harnais, ainsi que celui du harnais sont choisis le plus souvent égaux à 1.

Pour établir la formule de la chaîne cinématique broche — porte-outils on part de la condition selon laquelle à chaque tour de la broche, le porte-outils doit se déplacer dans le sens longitudinal à la grandeur d'un pas de filetage $p_{f.\,v}$; c'est pourquoi

$$p_{f.\,v.} = p_{v.\,m.} i_r; \qquad (107)$$

ou

$$\frac{p_{f.v.}}{p_{v.m.}} = i_r, \tag{108}$$

où $p_{v.m.}$ est le pas de la vis-mère de la machine, en mm;

i_r, le rapport des roues interchangeables de la tête de cheval.

Pour le cas d'une tête de cheval à montage à deux couples de pignons, la formule qui établit le rapport des roues interchangeables pour le filetage est

$$\frac{p_{f.v.}}{p_{v.m.}} = i_r = \frac{a}{b} \cdot \frac{c}{d}, \tag{109}$$

où a, b, c, d sont les nombres de dents des roues interchangeables.

Ce rapport de réglage de la machine pour l'exécution des filetages caractérise la chaîne cinématique vis-mère—broche.

En choisissant ce rapport on peut résoudre divers problèmes de réglage à l'aide des roues interchangeables au nombre de dents correspondant ; dans ce choix, il convient d'observer rigoureusement les cotations $t_{f.v.}$ et $t_{v.m.}$ qui peuvent être exprimées en filets par pouce, en pas métriques, en pouces, au module, etc.

Les filetages employés dans la construction mécanique peuvent être pairs ou impairs. Si le quotient de la division du pas de la vis-mère par le pas du filetage à exécuter est un nombre entier, le filetage est dit pair, dans le cas contraire il est dit impair.

Lors de l'exécution d'un filetage pair, le retour du porte-outils dans la position initiale après chaque passe peut être effectué rapidement à la main en débranchant le demi-écrou de la vis-mère et sans arrêter la machine ou sans renverser son mouvement. Quand on branche de nouveau le demi-écrou, l'outil trouve automatiquement le fil formé par le creux du filetage exécuté.

Dans le cas d'un filetage impair, pour replacer le porte-outils dans sa position initiale et loger avec précision l'outil dans le creux du filetage, on peut brancher le retour du porte-outils sans débrancher le demi-écrou.

Suivant la longueur de la pièce à fileter, elle est serrée entre les pointes ou dans un mandrin. Les filetages sont exécutés par des outils à fileter d'un profil correspondant.

Tournage conique. Les surfaces coniques peuvent être exécutées par pivotement du chariot porte-outils ou par désaxage de la contre-pointe, ainsi qu'à l'aide d'un outil plat, d'un gabarit spécial ou d'autres dispositifs.

Pour exécuter un cône par pivotement du chariot porte-outils (fig. 207,*a*), on établit d'abord l'angle de pivotement α à l'aide de la formule suivante :

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{D-d}{2l}, \tag{110}$$

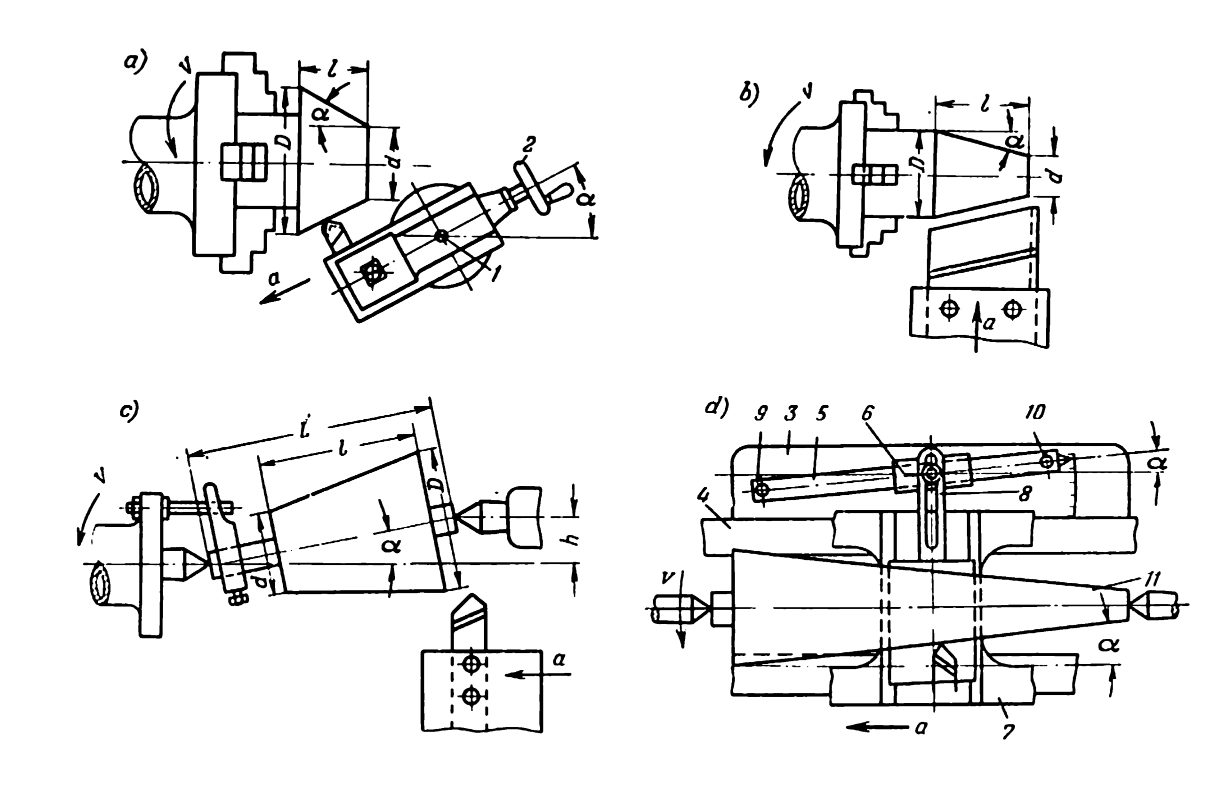


Fig. 207. Schéma de l'exécution des cônes au tour

a — par pivotement du chariot supérieur du porte-outils; *b* — par outil plat; *c* — par désaxage de la contre-pointe; *d* — à l'aide d'un guide pour tourner les cônes

où D est le grand diamètre du cône;
d, le petit diamètre;
l, la longueur du cône.

Ensuite on fait pivoter le chariot à l'angle α autour de l'axe *1*, et on le bloque dans cette position.

Le tournage est exécuté à l'avance manuelle en se servant des poignées *2*. Ce procédé permet de tourner des cônes extérieurs et intérieurs d'une petite longueur mais à forte conicité.

La pièce est fixée sur le mandrin. L'opération est effectuée par un outil à charioter.

Des cônes extérieurs d'une faible longueur à diverses conicités peuvent être exécutés aussi par l'avance transversale d'un outil plat (fig. 207, *b*). La largeur de l'outil est choisie un peu plus grande que la longueur du cône. La pièce est serrée dans un mandrin ou sur un plateau.

Les pièces longues à faible conicité (angle α inférieur à 8°) sont usinées en désaxant un peu la contre-pointe (fig. 207, *c*); la grandeur h du désaxage est calculée approximativement d'après la formule

$$h = \frac{L(D-d)}{2l} \text{ mm}, \qquad (111)$$

où L est la longueur de la pièce, en mm.

Quand la contre-pointe sera désaxée à la grandeur h (15 à 20 mm), la génératrice du cône sera parallèle au sens de l'avance longitudinale de l'outil ; c'est pourquoi on peut travailler à l'avance automatique.

Les pièces coniques d'une grande longueur sont souvent exécutées à l'aide d'un gabarit (fig. 206, *d*). Le gabarit *5* avec le coulisseau *6* montés sur le support *3* sont fixés au banc *4*. Le porte-outils *7* est désaccouplé de la vis de l'avance transversale et rattaché par la tige *8* au coulisseau *6*. Le gabarit *5* est fixé par des boulons *9* et *10* sous un angle α calculé d'après la formule (110).

Lors du déplacement longitudinal du chariot porte-outils, le coulisseau *6* glisse sur le gabarit et pousse l'outil dans le sens perpendiculaire à l'axe de la pièce *11*. La combinaison de ces deux mouvements fait que l'outil se déplace parallèlement au gabarit et taille la surface selon la conicité voulue.

Taillage des surfaces de forme. Sur un tour, les surfaces de révolution sont générées à l'aide des outils de forme ou des dispositifs reproducteurs en leur communiquant une avance transversale.

Le profil de l'outil doit correspondre rigoureusement à celui de la surface usinée.

Les outils de forme permettent généralement d'effectuer les opérations de finition ; c'est pourquoi ils travaillent longtemps sans s'user et sans modifier le profil.

Les dispositifs reproducteurs employés pour l'usinage des surfaces tourmentées peuvent être mécaniques ou hydrauliques.

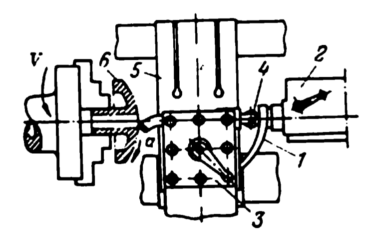


Fig. 208. Schéma du tournage d'une surface tourmentée

La fig. 208 représente le schéma du taillage d'une surface complexe à l'aide d'un dispositif reproducteur mécanique élaboré par le tourneur A. P. Ionov. Le reproducteur *1* est placé dans le fourreau de la contre-poupée *2*. Le porte-outils *3* porte, fixé en face de l'outil, le galet *4* en contact avec le reproducteur *1*. Le chariot du porte-outils *5* se déplace librement dans le sens longitudinal. L'avance transversale de l'outil, qui reproduit le mouvement du galet *4* en contact avec le reproducteur *1*, assure la génération de la surface sphérique de la pièce *6*. Ce dispositif permet d'usiner des surfaces de formes diverses en utilisant les reproducteurs correspondants.

Pour obtenir des surfaces complexes lors du chariotage, on emploie les mêmes dispositifs reproducteurs que pour l'exécution des cônes, mais alors le gabarit est remplacé par un reproducteur de forme correspondante. Certaines surfaces sont exécutées à l'aide d'appareils à copier à commande hydraulique.

CHAPITRE XXXIII

USINAGE SUR LES PERCEUSES

§ 1. Perçage

Le perçage est un mode d'usinage très répandu pour percer dans le métal des trous débouchants ou borgnes. Les outils qui assurent l'exécution de cette opération s'appellent forets.

La *vitesse de coupe v* lors du perçage est la vitesse circonférentielle d'un point de l'arête de coupe le plus éloigné de l'axe du foret.

Le choix de la vitesse de coupe dépend de plusieurs facteurs parmi lesquels il convient de citer les propriétés du matériau usiné et de celui de la partie active du foret, le diamètre de l'outil, la grandeur de l'avance, l'arrosage, etc. Par exemple, lors du travail avec un foret à lames rapportées en carbure dur BK8, la vitesse de coupe pour l'acier varie entre 45 et 80 m/mn, alors que pour la fonte on choisit des vitesses de l'ordre de 50-95 m/mn.

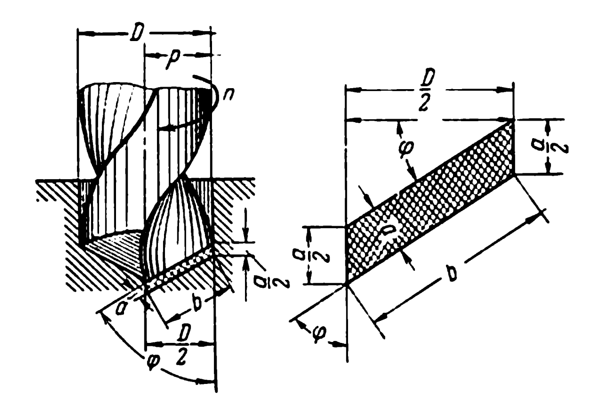


Fig. 209. Eléments du régime de coupe lors du perçage

La *profondeur de perçage p* dans un matériau continu constitue la moitié du diamètre du foret (fig. 209).

L'*avance a* est égale au déplacement du foret le long de l'axe exprimé en millimètres par tour.

La *section du copeau* enlevé par deux arêtes en un tour de foret est calculée comme le double du produit de l'épaisseur *a* par la largeur du copeau *b*.

Le *temps machine* nécessaire pour le perçage d'un trou dans un corps continu est calculé en tenant compte de la longueur de passe, de l'avance et du nombre de tours du foret.

La *puissance de coupe* P_c peut être calculée en tenant compte du moment de torsion de la résistance à la coupe M_t et du nombre de tours *n* que fait le foret par minute, à l'aide de la formule :

$$P_c = \frac{M_t \cdot n}{716{,}2 \cdot 1000 \cdot 1{,}36} \text{ kW}. \qquad (112)$$

où 716,2 est le coefficient de conversion de la puissance exprimée en kgm/s en ch pour le mouvement de rotation.

§ 2. Outils de perçage et d'alésage

Les outils de perçage les plus répandus sont le foret hélicoïdal et le foret à langue d'aspic.

Le *foret hélicoïdal* (fig. 210,*a*) est constitué d'une partie active, d'un collet et d'une queue. La partie active se divise à son tour en attaque et en partie de guidage.

La partie de guidage du foret comporte deux goujures hélicoïdales *1* et *2* pour l'évacuation du copeau depuis le trou, ainsi que deux listels *3* et *4* pour réduire le frottement de l'outil contre les parois du

trou, améliorer l'évacuation de la chaleur et assurer le guidage du foret.

L'attaque comporte deux arêtes de coupe *5* et *6*, une arête terminale *7* et deux surfaces de dépouille *8*.

L'angle de pointe 2φ, formé par les arêtes tranchantes, est choisi en fonction de la dureté et de la fragilité du matériau usiné. Pour le travail de l'acier et de la fonte d'une dureté moyenne, on prend des forets dont l'angle de pointe est de 116 à 118°, pour l'acier trempé de 125°, pour le laiton et le bronze de 130 à 140°. L'angle de goujure ε est choisi entre 24 et 30°.

Les forets hélicoïdaux sont fabriqués monoblocs à partir d'un acier à outillage de qualité ou d'un acier rapide, ou composés avec des arêtes tranchantes rapportées en carbures durs. Le diamètre courant des forets hélicoïdaux varie de 0,25 à 80 mm.

Le *foret à langue d'aspic* (fig. 210, *b*) comporte une partie active, une tige et une queue. Les faces latérales de la partie active peuvent être parallèles ou non. Les forets aux faces latérales parallèles assurent une précision et une durée supérieures. Pour réduire le frottement, les côtes du foret à langue d'aspic sont exécutées avec une pente de 2 à 3°. L'angle de pointe φ d'un tel foret est choisi entre 90 et 120°.

Pour aléser les trous préalablement percés ou venus de fonderie on utilise des alésoirs et des fraises.

L'alésage donne des trous des 2e-3e classes de précision et des 7e-8e classes de l'état de surface ; le fraisage permet d'obtenir des trous des 3e-5e classes de précision et des 4e-5e classes de l'état de surface.

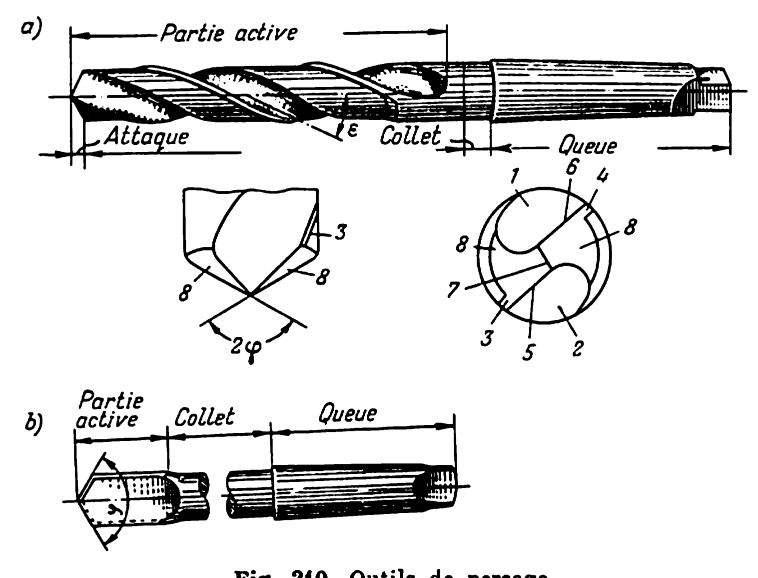


Fig. 210. Outils de perçage

a — foret hélicoïdal, ses parties et éléments; *b* — foret à langue d'aspic

Le *foret aléseur* (fig. 211) comporte une partie active, un collet et une queue ; la partie active comporte à son tour l'entrée et la partie de guidage.

L'entrée d'un foret aléseur est formée d'une face tronçonnée ou âme *1* et de trois ou quatre arêtes tranchantes *2*. Chaque arête est formée par les faces d'attaque *3* et en dépouille *4*. L'angle de pointe 2φ est choisi entre 90 et 120°.

La partie de guidage comporte trois ou quatre goujures hélicoïdales et les listels *5*. Ces derniers constituent les éléments de guidage de la fraise, assurent une précision élevée en empêchant l'outil de dévier. L'angle de goujure ε est choisi de 10 à 30°.

Suivant la forme des trous, les forets aléseurs peuvent être cylindriques, coniques ou combinés. Outre les forets monoblocs, il y a des forets aléseurs à trous, les forets à lames rapportées en carbures durs (brasées).

L'*alésoir* (fig. 212, *a*) comme la fraise comporte une partie active, un collet et une queue. La partie active à son tour est composée par le cône d'introduction l_1, l'entrée l_2, la partie de guidage l_3 et la sortie l_4.

Le travail essentiel est réalisé par l'entrée l_2 dont chaque dent est formée par une arête tranchante *1*, une face d'attaque *2*, un dos *3* et une face en dépouille *4* (fig. 212, *b*). La face d'attaque sert à l'évacuation du copeau ; le dos assure la réduction du frottement de la dent contre la surface alésée. De même que les outils, la dent d'un alésoir comporte trois angles : l'angle de pente γ ou dégagement, l'angle en dépouille α et l'angle de coupe β (fig. 212, *c*).

Le cône d'introduction l_1 comporte un angle 2φ égal pour l'alésoir à main de 1 à 3°. Pour les alésoirs à machine cet angle est de l'ordre de 8 à 10° pour l'acier, et de 20 à 30° pour la fonte. L'angle du cône d'introduction $2\ \varphi$ influe sur l'effort axial : plus il est grand et plus grand sera l'effort axial nécessaire.

La partie de guidage l_3 assure le calibrage du trou et le guidage de l'alésoir.

La sortie l_4 qui suit la partie de guidage (la différence entre le grand diamètre et le petit est de 0,01 à 0,08 mm) sert à réduire le frottement de l'alésoir contre la surface du trou.

Les alésoirs peuvent être cylindriques et coniques. Pour élever le rendement on emploie des alésoirs à plaquettes rapportées en carbures durs.

§ 3. Perceuses

Les machines à percer peuvent être classées d'une manière suivante : perceuses universelles, perceuses spéciales, perceuses spécialisées et aléseuses.

Les perceuses universelles peuvent être subdivisées à leur tour en perceuses monobroches, perceuses multibroches et perceuses radiales. Les perceuses spécialisées comprennent les machines à groupe, à

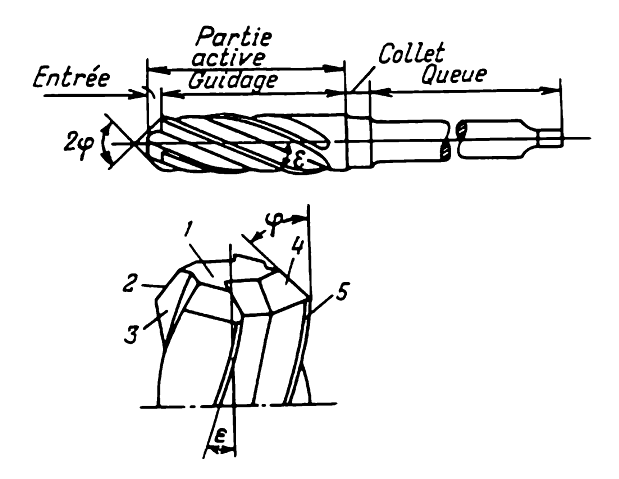


Fig. 211. Foret aléseur, ses parties et éléments

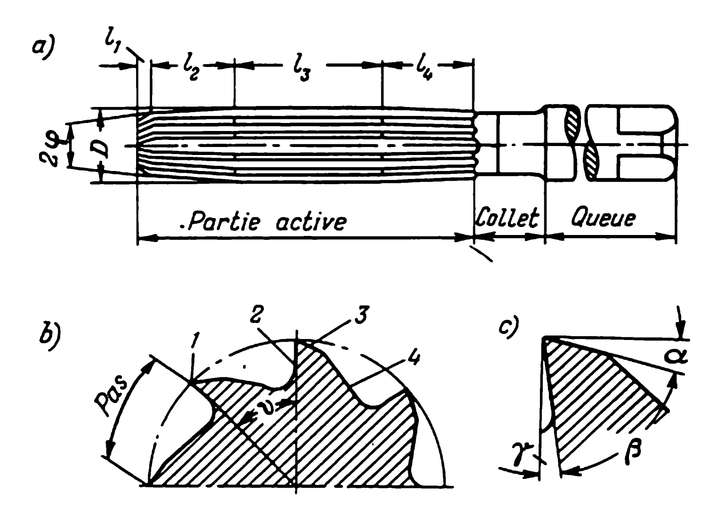


Fig. 212. Alésoir, ses parties et éléments

agrégats, automatiques et autres. Les perceuses spéciales comprennent les machines à centrer, les perceuses horizontales pour perçage profond (foreuses), les perceuses semi-automatiques et automatiques ; les aléseuses peuvent être verticales, horizontales, au diamant, à pointer, semi-automatiques, etc.

La fig. 213, *a* représente la vue d'ensemble d'une perceuse monobroche. Le bâti *2* est fixé à la semelle *1*. La partie supérieure du bâti porte le moteur électrique *3* qui actionne le foret *4* fixé à la partie inférieure de la broche *5*. Le mouvement principal de rotation est transmis à la broche par l'intermédiaire de la boîte de vitesses placée dans la partie en console de la machine qui porte le nom de tête porte-broche *6*. Le mouvement de l'avance du foret (translation le long de l'axe) est assuré par la boîte des avances fixée dans le support mobile *7*.

La broche peut se déplacer dans le sens vertical par commande automatique suivant un régime établi dont l'exécution est assurée par la boîte des avances ou manuellement, à l'aide du volant *8*. Suivant la forme et les cotes de la pièce, celle-ci peut être fixée sur la table *9* sur un étau de machine, sur un montage ou sur un autre dispositif approprié. La poignée *10* sert à déplacer la table dans le sens vertical.

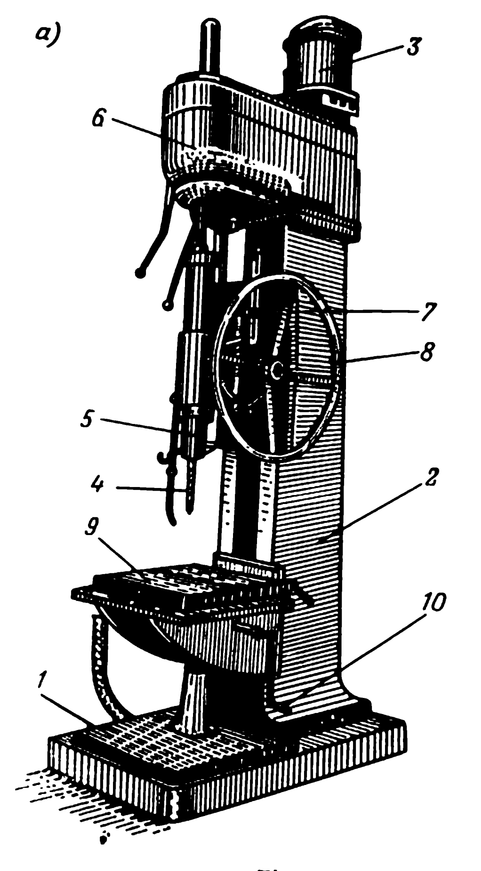
Les perceuses monobroches permettent de percer des trous ayant jusqu'à 75 mm de diamètre et d'une profondeur pouvant atteindre 350 mm. La gamme du nombre de tours et des avances de cette machine est très large ; c'est pourquoi elle est employée non seulement pour le perçage, mais également pour le fraisage des trous, l'alésage et l'exécution des filetages intérieurs.

Le choix de la vitesse de coupe la plus avantageuse pour le forage, l'alésage, le fraisage et les autres travaux est assuré en choisissant le nombre de tours correspondant de la broche. Pour changer la vitesse de rotation de la broche, il convient de modifier le rapport de la boîte de vitesses $i_{b.v.}$ en changeant le train des pignons *a* placé sur l'arbre *III* (fig. 213,*b*) ou le train des pignons *b* placé sur l'arbre *IV*. On obtient ainsi sur la broche six vitesses de rotation différentes de 47 à 466 tr/mn. Connaissant le nombre de tours du moteur $n_{m.é.}$, on peut exprimer la formule de la chaîne cinématique de la rotation de la broche n_b de la façon suivante :

$$n_b = n_{m.\,é}\, i_{b.\,v.}\ \text{tr/mn}, \qquad (113)$$

où $i_{b.v.}$ est le rapport de la boîte de vitesses.

Le réglage de l'avance du foret est assuré par le changement du train coulissant *c* de la boîte de vitesses (voir la fig. 213, *b*), qui transmet la rotation par l'intermédiaire du système des pignons et le train hélicoïdal à la roue de la crémaillère aux 14 dents, et à la crémaillère dont le module *m* est égal à 4. La crémaillère est fixée à la douille dans laquelle la broche tourne librement ; dans le sens vertical axial, la broche se déplace seulement avec la douille.



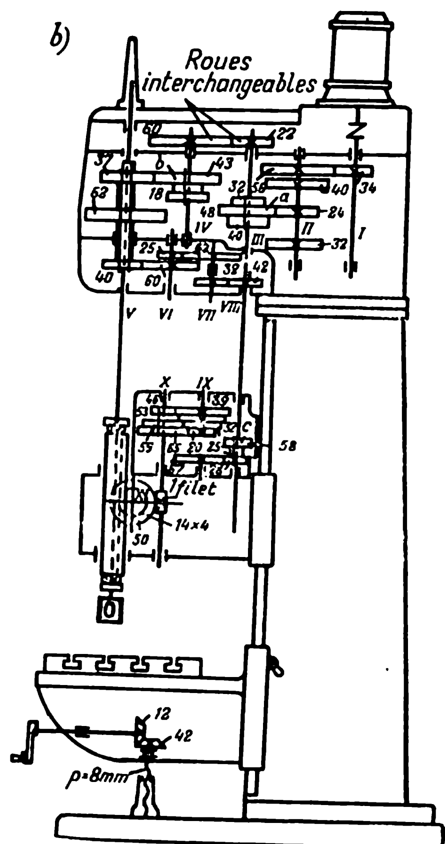


Fig. 213. Perceuse monobroche modèle 2135
a — vue d'ensemble; *b* — schéma cinématique

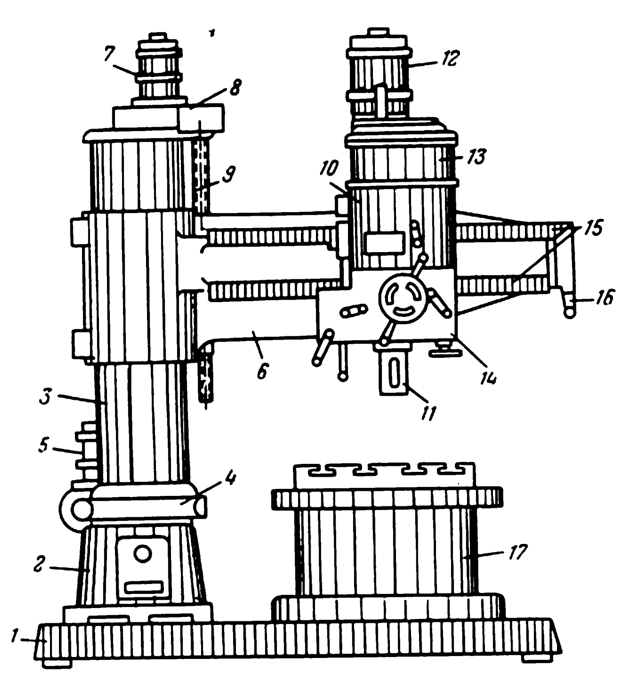


Fig. 214. Vue générale de la perceuse radiale modèle 2B56

La perceuse du modèle 2135 dispose de 8 avances, depuis 0,1 jusqu'à 1,11 mm/tr.

La fig. 214 représente la vue générale d'une perceuse radiale. Ces machines sont utilisées pour l'exécution des trous dans des pièces lourdes et encombrantes qu'il est impossible ou incommode de monter sur la table.

La plaque de fondation *1* porte le bâti *2* avec la colonne *3* qui reçoit la charge principale. Un étrier *4* assure le blocage de la colonne avec le bâti ; il est serré par un dispositif spécial à l'aide du moteur électrique *5*. La colonne porte le bras *6* qui peut se déplacer verticalement à l'aide du moteur électrique *7*, du réducteur à deux étages *8* et de la vis *9*. Le bras porte une tête à broche *10* qui communique à la broche *11* le mouvement principal (de rotation) et le mouvement d'avance (de translation, le long de l'axe) par l'intermédiaire du moteur *12*, la boîte de vitesses *13* et la boîte des avances *14*.

Le modèle 2B56 assure à la broche 12 vitesses de rotation (de 55 à 1440 tr/mn), et 9 avances de 0,19 à 1,9 mm/tr ; si on change de place les pignons interchangeables, le nombre de vitesses peut être doublé.

Pour plus de stabilité la tête à broche *10* est bloquée sur le bras par un collier de serrage ; elle travaille comme un ensemble indépendant et peut être déplacée dans des crémaillères *15* du bras dans le

sens radial par un levier spécial. Le pivotement du bras sur la colonne à l'angle nécessaire s'effectue à la main en poussant la poignée *16*, qui libère l'étrier de serrage *4*.

La pièce à usiner est abloquée sur la table amovible *17* ou directement sur la plaque de fondation *1*, alors que la broche avec le foret est positionnée par rapport à la pièce en effectuant trois mouvements : un déplacement vertical, le long de l'axe de la broche ; un déplacement radial du chariot porte-broche le long des glissières du bras ; et une rotation autour de la colonne (à l'angle requis).

§ 4. Travaux de perçage essentiels

Les travaux essentiels dont l'exécution est assurée par les machines à percer sont le perçage et l'alésage. On peut également effectuer des travaux de fraisage, de perçage, de finition et de filetage des intérieurs, etc.

Perçage. On distingue le perçage ordinaire et le perçage profond.

Lors du *perçage ordinaire* des trous débouchants ou borgnes, on emploie le plus souvent des forets hélicoïdaux à queue cylindrique ou conique. Les premiers sont fixés dans la broche directement ou à l'aide de douilles intermédiaires (fig. 215,*a*), tandis que les seconds sont fixés par l'intermédiaire de mandrins à deux ou à trois mors (fig. 215,*b*) à la main ou par une clé.

Pour positionner et serrer les pièces sur la table on emploie, suivant la forme et les dimensions, l'étau de machine, l'équerre universelle, les vés pour le positionnement des pièces rondes, les montages en forme de boîte, de « plateaux à trous », etc.

On utilise le plus souvent dans ce but l'étau de machines (fig. 215,*c*) et les montages qui sont des dispositifs spéciaux fabriqués suivant la forme des pièces à usiner. Les montages permettent de réaliser le perçage sans traçage préliminaire. Pour utiliser un plateau à trous (fig. 215,*d*), la pièce *1* doit être fixée dans un étau ou directement sur la table ; le plateau *2* est placé, puis verrouillé par des vis latérales *3* sur la partie de la surface à percer.

Les trous borgnes sont percés à l'aide des butées de la foreuse ou d'une bague de butée fixée directement sur le foret.

Pour le *perçage profond* des trous dont la longueur est plus de 10 fois plus grande que le diamètre de la pièce, on utilise généralement des forets spéciaux parmi lesquels on distingue :

1) les forets pour le perçage des trous jusqu'à 25 mm de diamètre ;

2) les forets à canon qui taillent un côté seulement des trous ayant un diamètre de plus de 25 mm ;

3) les forets à trépaner, pour le perçage des trous d'un diamètre supérieur à 80 mm (la coupe se déroule suivant une surface annulaire), etc.

L'opération est effectuée sur des perceuses horizontales ; la pièce reçoit un mouvement de rotation alors que le foret reçoit un mouve-

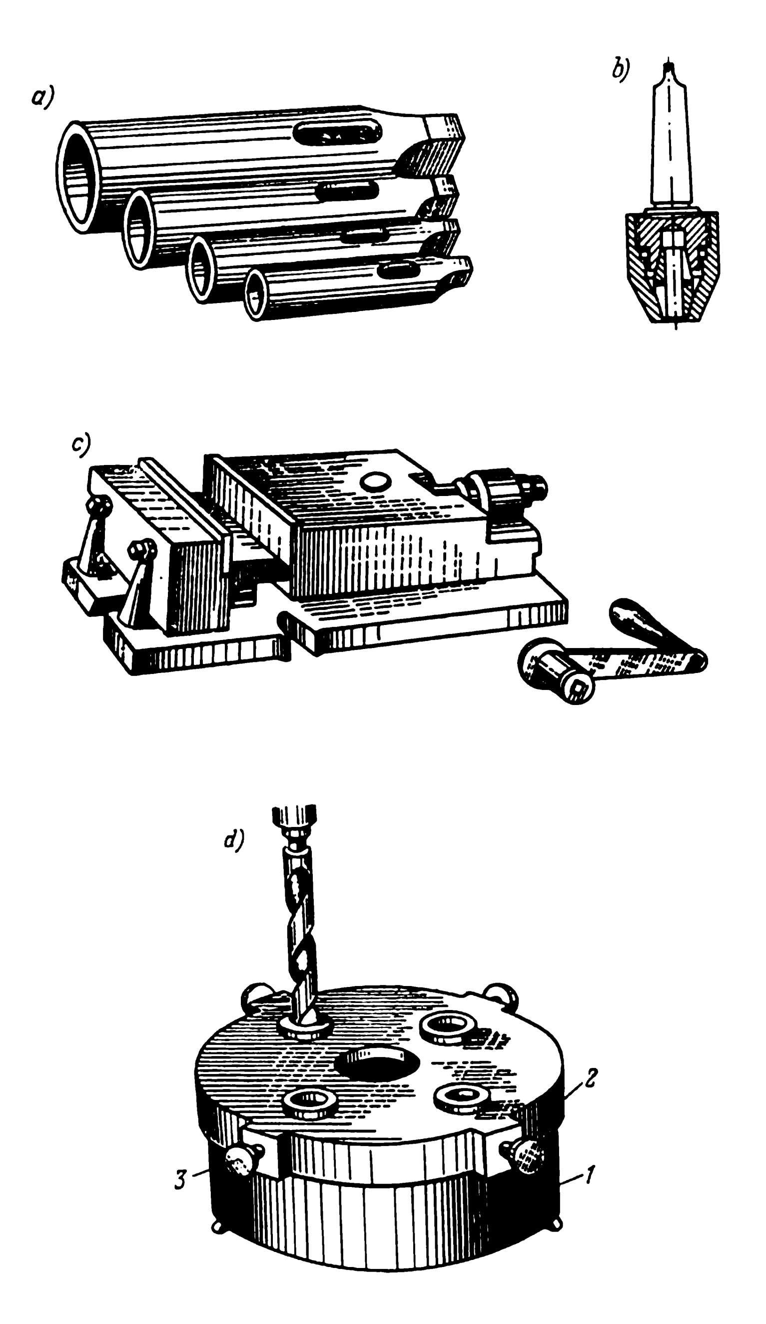


Fig. 215. Accessoires et montages des perceuses

a—cônes de réduction; *b* — mandrin extensible pour le serrage des forets à queue cylindrique; *c* — étau de machine; *d* — montage de perçage

ment d'avance longitudinale, ce qui réduit la possibilité de l'écart du foret de l'axe du trou. La pièce est fixée dans les mors d'un mandrin et par une lunette.

Finition. C'est un usinage secondaire réalisé par un outil au diamètre supérieur à celui du trou percé auparavant. On recourt à ce procédé pour l'usinage des trous ayant des diamètres supérieurs à 30 mm. Les forets de grands diamètres ont de grandes arêtes transversales ; c'est la raison pour laquelle, lors de leur utilisation, on doit augmenter les efforts de l'avance. D'autre part, ces forets s'écartent souvent de l'axe de perçage. Dans ce procédé, on perce d'abord un trou d'un diamètre inférieur (0,2-0,4 du diamètre requis), ensuite on façonne le trou préalablement percé par un foret ayant le diamètre requis.

CHAPITRE XXXIV

TRAVAUX DE FRAISAGE

§ 1. Fraisage

Le fraisage est l'opération de génération des surfaces planes, de forme et hélicoïdales, d'exécution des filetages et de taillage des dentures et des rainures droites et hélicoïdales à l'aide d'un outil en rotation qui porte le nom de *fraise*.

La réalisation du fraisage est assurée par les mouvements simultanés de la rotation de la fraise et de la translation de la pièce.

Selon le sens de rotation de la fraise et la translation de la pièce on distingue : 1) le fraisage en opposition, lorsque la pièce se déplace en sens inverse à la rotation de la fraise ; 2) le fraisage en avalant, lorsque le sens de l'avance de la pièce coïncide avec celui de la rotation de la fraise.

Lors du fraisage *en opposition*, la charge que reçoit chaque dent de la fraise augmente progressivement et atteint un maximum au moment de sa sortie. Le travail est alors plus régulier, l'outil s'use moins surtout quand il s'agit des pièces de fonderie à croûte trempée et des pièces de forge couvertes de battitures. Mais l'état de surface que permet d'obtenir cette méthode est moins satisfaisant ; aussi l'emploie-t-on pour le dégrossissage.

Dans le *fraisage en avalant*, la dent doit dès l'attaque enlever de gros copeaux et c'est pourquoi l'outil est soumis à l'action de charges importantes. Cela complique les conditions de travail de l'outil et de la machine.

La *vitesse de coupe v* lors du fraisage est la vitesse périphérique de la fraise mesurée selon son diamètre extérieur.

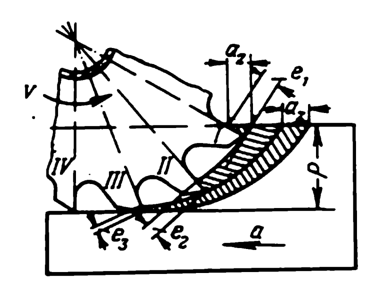


Fig. 216. Avance lors du fraisage et épaisseur du copeau enlevé par les dents de la fraise

Le choix de la vitesse de coupe est fonction des propriétés du métal de la pièce et de la partie active de la fraise, du diamètre et de la tenue de la fraise, de l'avance, de la profondeur et de la largeur de coupe, ainsi que du nombre de dents, de l'arrosage, etc.

L'*avance a* est la grandeur du déplacement de la pièce par rapport à la fraise (fig. 216) exprimée en unités correspondantes : mm/z (par dent), mm/tr, mm/mn.

Lors du dégrossissage, l'avance est choisie la plus grande possible ; c'est ainsi que pour une fraise cylindrique à coupe rapide, elle est de 0,05 à 0,6 mm/z lors de l'usinage de l'acier et de 0,1 à 0,8 mm/z lors de l'usinage de la fonte.

Pour la semi-finition et la finition, l'avance est limitée par l'état de surface à obtenir.

La *profondeur de fraisage p*, ou la profondeur de coupe lors du fraisage, est l'épaisseur de la couche du métal enlevée en une passe (voir fig. 216). Pour le dégrossissage elle est égale à 3-8 mm, pour la finition, à 0,5-1,5 mm.

La *largeur du fraisage B* est la largeur de la surface usinée dans le sens perpendiculaire à l'avance.

La *surface de la section transversale du copeau* enlevé par une seule dent d'une fraise (cylindrique, par exemple) est égale au produit de la largeur de fraisage *B* par l'épaisseur du copeau *e* :

$$s = Be \text{ mm}^2. \qquad (114)$$

Au cours du fraisage l'épaisseur du copeau est une grandeur variable ; elle change depuis zéro à l'engagement jusqu'au maximum e_1 à la sortie de la dent (fig. 216).

Etant donné qu'au contact avec la pièce se trouvent simultanément plusieurs dents de la fraise, on considère généralement la section totale des copeaux enlevés par plusieurs dents, pour lesquelles l'épaisseur de la couche enlevée sera pour la première dent e_1, pour la deuxième dent e_2, pour la troisième dent e_3 et pour la quatrième dent $e_4=0$ (fig. 216).

La surface totale de toutes les sections du copeau enlevées simultanément par les dents de la fraise influe sur la grandeur de l'effort nécessaire pour assurer le fraisage.

Le *temps machine* est le temps nécessaire pour assurer la coupe du métal enlevé en une passe. Pour le calculer, il faut tenir compte de la longueur du déplacement de la fraise par rapport à la pièce, de l'avance et du nombre de passes.

La puissance nécessaire pour le fraisage est déterminée en fonction de l'effort de coupe à la périphérie de l'outil et de la vitesse de coupe.

§ 2. Outils de fraisage

Les outils de fraisage ont des formes très variées.

La fraise est un outil à arêtes de coupe multiples ayant la forme d'un corps de révolution dont les dents sont réparties sur la périphérie ou sur une des faces.

Les fraises peuvent être cylindriques ou à surfacer, pour la génération des plans ; à rainurer, en bout et à angle, pour l'exécution des rainures, des cannelures, des fentures ; de forme, pour l'usinage des surfaces compliquées ; modules, pour l'exécution des dents de pignons et autres ; mères, pour le façonnage par le procédé de roulage des dents des roues cylindriques et hélicoïdales.

La dent *1* de la fraise (fig. 217, *a*) est un outil qui est composé par l'arête de coupe *2*, la face d'attaque *3*, le dos *4* et la face en dépouille *5*.

Si on examine la section de la dent par le plan *NN* perpendiculaire à l'arête tranchante, on distingue les angles de coupe principaux γ, α, β et δ.

L'angle γ est dit angle de pente ; il facilite l'évacuation du copeau et réduit son retrait. L'angle γ est choisi le plus souvent entre 10 et 20° ; il est plus petit pour les matériaux durs et plus grand pour les matériaux doux. Dans les fraises à plaquettes rapportées en carbures métalliques, l'angle γ est négatif (de —10° à —15°).

L'angle α est appelé angle de dépouille ; il réduit le frottement entre le dos de la dent et la surface usinée. Pour diverses fraises, il est choisi entre 12 et 25°.

Les dents des fraises cylindriques peuvent être droites ou hélicoïdales formant avec l'axe de la fraise un angle ω (fig. 217, *b*). Dans les fraises cylindriques l'angle $\omega = 20\text{-}30°$, dans les fraises à rainurer et à surfacer, 10-15°.

La fraise à dents droites s'engage dans la pièce usinée sur toute la longueur d'une dent, engendrant des charges alternatives et provoquant ainsi le broutement (la machine est secouée), ce qui altère quelque peu l'état de surface.

Le travail des fraises aux dents hélicoïdales est plus régulier, car leurs dents s'engagent progressivement et la répartition de la charge est plus régulière.

§ 3. Fraiseuses

Parmi les fraiseuses d'application générale on distingue fraiseuses horizontales et verticales suivant que la broche portant la fraise soit disposée horizontalement ou verticalement. La pièce usinée sur ces machines est fixée sur la table ; on lui communique un mouvement de translation (avance) le plus souvent dans le sens longitudinal.

Les fraiseuses *universelles* se distinguent par leurs tables horizontales ; pour assurer le fraisage de certaines rainures hélicoïdales, ces

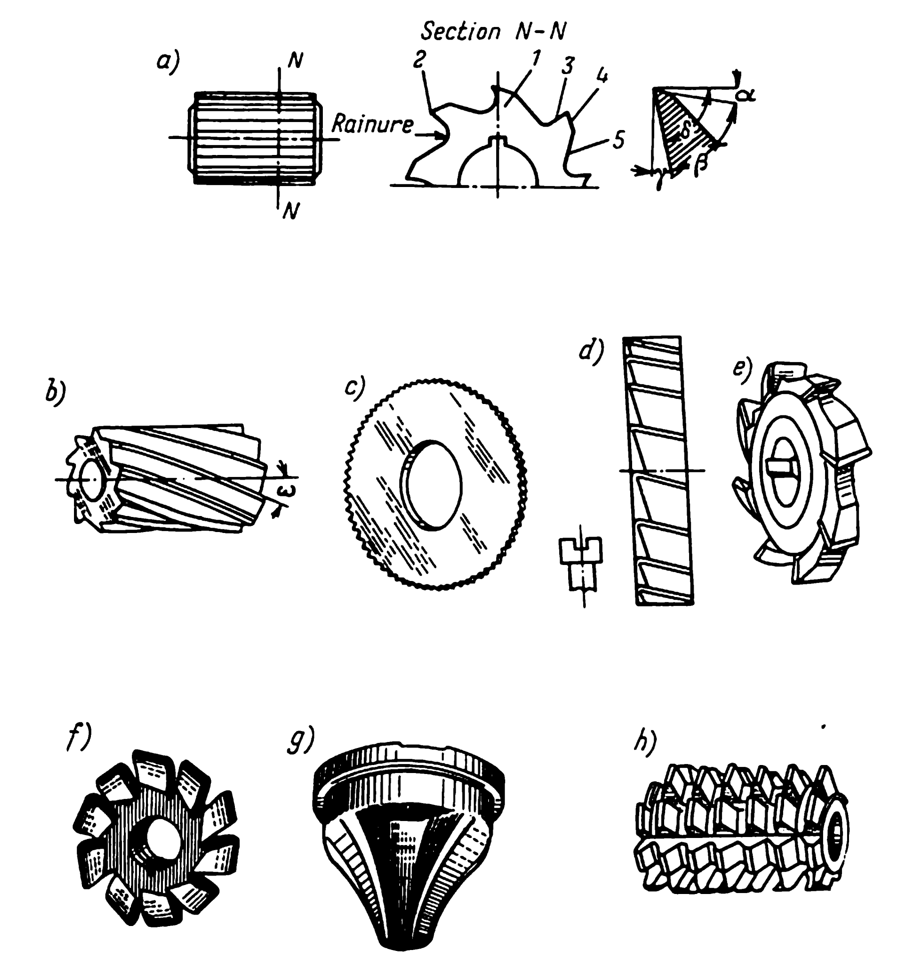


Fig. 217. Types principaux de fraises

a — fraise-rouleau à denture droite; *b* — fraise-rouleau à denture hélicoïdale; *c* — fraise scie; *d* — fraise deux tailles; *e* — fraise trois tailles; *f* — fraise à module pour les engrenages; *g* — fraise à module pour en pointe; *h* — fraise à tailler les vis hélicoïdales

tables peuvent pivoter autour de l'axe vertical. Dans les machines modernes l'angle du pivotement maximum est de $\pm45°$ à $\pm50°$.

Les fraiseuses *spécialisées* peuvent être divisées en fraiseuses genre raboteuses multibroches, fraiseuses à surfacer, fraiseuses circulaires à tables pivotantes, fraiseuses à tambours porte-pièces tournants, fraiseuses à reproduire et fraiseuses pour l'usinage de diverses surfaces de forme.

Parmi les fraiseuses *spéciales* on trouve les machines à tailler les filetages, les rainures, les machines spéciales opérationnelles et les machines à défoncer les crémaillères.

La fig. 218, *a* représente la vue générale d'une fraiseuse universelle. Sur la semelle de fondation *1* repose le bâti *2* qui porte à sa partie supérieure le bras support *3* pour la fixation de la lunette *4*. A l'arrière du bâti se trouve le moteur électrique *5* qui transmet la rotation à la broche *6* par l'intermédiaire de la boîte de vitesses incorporée dans le bâti. La fraise *7* est fixée sur le mandrin *8* ; elle effectue le mouvement principal (de rotation autour de l'axe horizontal). La console *9* se déplace dans le plan vertical en coulissant sur des glissières spéciales. La console porte le chariot transversal *10*, la partie pivotante de la table *11* et la table *12*.

La boîte des avances assure à la pièce les déplacements longitudinal, transversal et vertical. Tous ces mouvements ou avances peuvent être exécutés automatiquement ou à la main par l'intermédiaire d'un système de poignée. La boîte des avances est actionnée par un moteur spécial *13*.

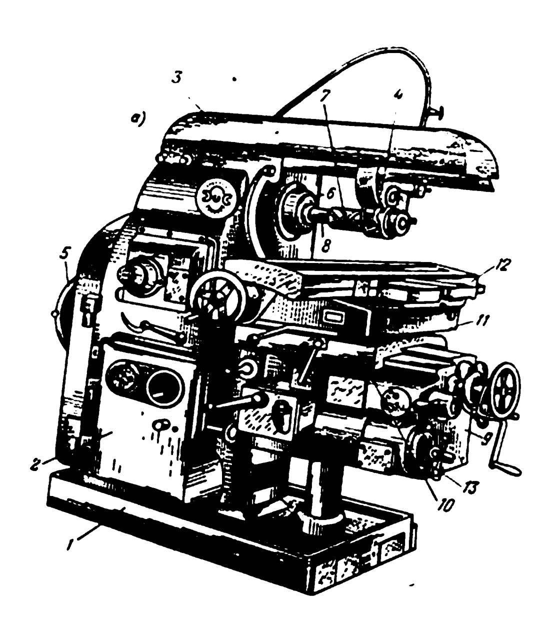
La fig. 218, *b* représente le schéma cinématique de la fraiseuse universelle, modèle 6Б82. Pour le réglage d'une vitesse de coupe avantageuse on modifie les rapports de la boîte de vitesses $i_{b.v.}$: 1) par le changement du train des pignons coulissants 16-22-19, placé sur l'arbre *II* ; 2) par le changement des trains de pignons 26-37 et 82-19 et de la roue coulissante *47*, montés sur l'arbre *IV*. De cette façon on peut obtenir 18 nombres de tours sur la broche *V*, échelonnés de 30 à 1 500tr/mn, qui sont transmis au mandrin *8* portant la fraise *7*.

Connaissant le nombre de tours $n_{m.é.}$ du moteur électrique M_1, on peut écrire la formule générale du réglage du nombre de tours de la broche n_b de la façon suivante :

$$n_b = n_{m.é.} \cdot i_{b.v.} \text{ tr/mn,} \qquad (115)$$

où $i_{b.v.}$ est le rapport de la boîte de vitesses.

La commande des avances reçoit la rotation depuis le moteur électrique M_2. Le réglage des déplacements longitudinal, transversal et vertical est assuré par le changement de la série des trains de pignons et des crabotages de la boîte des avances, portés par les arbres *VI-XII*. Ces changements permettent d'obtenir 18 avances qui sont transmises ensuite aux arbres correspondants des avances longitudinale *XVII*, transversale *XV* et verticale *XVIII*.



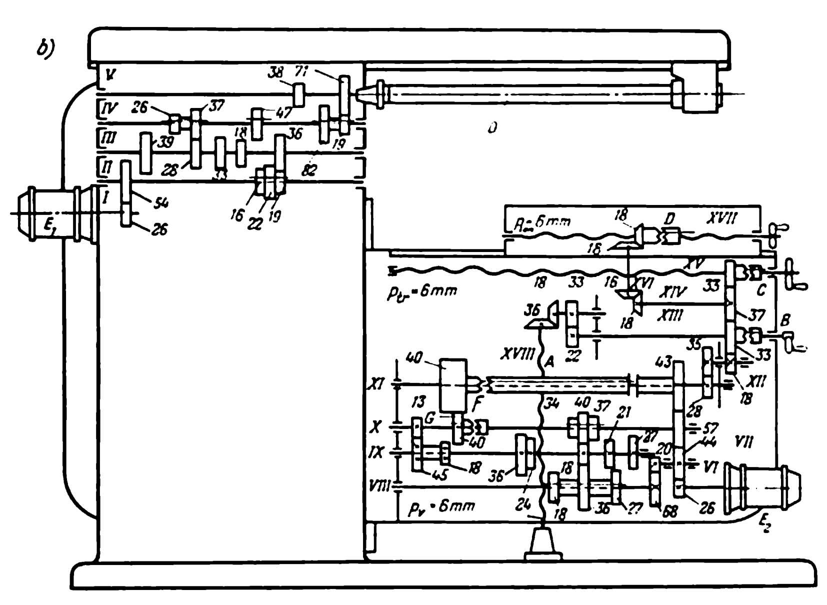


Fig. 218. Fraiseuse universelle modèle 6Б82
a — vue d'ensemble; *b* — schéma cinématique

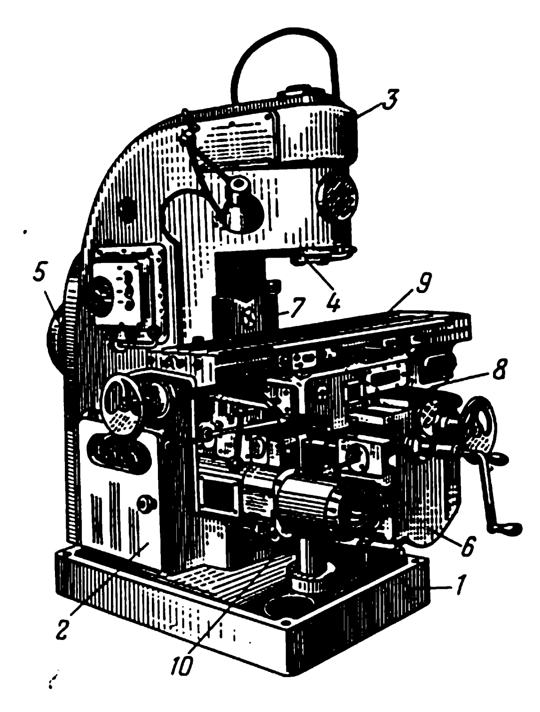


Fig. 219. Vue d'ensemble de la fraiseuse verticale modèle 6H12

La fig. 219 représente la vue d'ensemble d'une fraiseuse verticale; cette machine assure l'usinage à l'aide de fraises à surfacer, à queue, en bout et autres.

La semelle *1* porte le bâti *2*. Dans la partie supérieure du bâti il y a la tête à broche *3* avec la broche *4* fixée verticalement. La fraise à surfacer ou à queue serrée dans la broche effectue le mouvement de travail principal (rotation autour de l'axe vertical), transmis depuis le moteur électrique *5* par l'intermédiaire de la boîte de vitesses incorporée dans le bâti et le train des pignons coniques supplémentaire. La fraiseuse verticale 6H12 dispose de 18 nombres de tours de broche, échelonnés de 30 à 1500 tr/mn.

La console *6* se déplace dans le plan vertical le long des glissières *7*. Le chariot transversal *8* et la table *9* se déplacent à leur tour sur la console dans les glissières correspondantes.

Le déplacement de la table dans les sens longitudinal, transversal et vertical est assuré par le moteur électrique spécial *10* par l'intermédiaire de la boîte de vitesses placée dans la console. La boîte des avances permet d'obtenir *18* vitesses ; les avances longitudinales et transversales sont échelonnées de 23,5 à 1180 mm/mn, et les avances verti-

cales, de 8 à 320 mm/mn. Chacune des trois avances de la table peut être lente pour l'exécution et accélérée pour le retour. Les mouvements accélérés sont assurés par des trains de pignons spéciaux.

§ 4. Travaux de fraisage principaux

Les fraiseuses permettent d'usiner des surfaces planes, des rainures, des cannelures et des fentures ; toutes sortes de surfaces de forme ; des engrenages, des rainures hélicoïdales et d'autres travaux.

Génération des plans. Les surfaces *horizontales* sont usinées sur les fraiseuses horizontales ou verticales avec des fraises cylindriques et à surfacer. Suivant la forme et les dimensions, la pièce est fixée sur la table soit sur un étau spécial (fig. 220,*a*), soit par des boulons, des brides et des cales (fig. 220, *b*).

Les surfaces *verticales* sont usinées sur les mêmes fraiseuses, mais en employant des fraises à disque à trois tailles (fig. 220, *c*), en bout et à surfacer, ou sur les fraiseuses genre raboteuses avec des fraises à surfacer (fig. 220, *d*). La fixation des pièces est la même que lors de l'usinage des plans horizontaux.

L'usinage des surfaces inclinées est réalisé sur les fraiseuses horizontales avec des fraises à angle (fig. 220, *e*) ou sur les fraiseuses verticales à broche placée sous un angle α, et avec des fraises à surfacer (fig. 220, *f*). L'angle α ne peut être obtenu que sur les machines, dont la tête de fraisage pivote dans le plan vertical.

Les *gradins* sont usinés sur les fraiseuses verticales avec des fraises en bout (fig. 220, *g*) ; on taille simultanément deux plans réciproquement perpendiculaires.

Taillage des rainures, des cannelures et des fentures. Les *rainures* rectangulaires, en té et en queue d'arronde sont fraisées sur les fraiseuses verticales à l'aide des fraises en bout correspondantes (fig. 221, *a*, *b*). Les rainures rectangulaires peuvent être taillées sur les fraiseuses horizontales avec des fraises à rainurer trois tailles.

Pour l'exécution des *rainures à clavettes* d'une section rectangulaire, on emploie des fraises en bout ou des fraises spéciales à rainurer. L'opération est effectuée sur une fraiseuse verticale. Parfois, ces rainures sont taillées sur les fraiseuses horizontales avec des fraises disques trois tailles.

La pièce est généralement fixée sur la table dans un étau qui comporte un vé et des mors pivotants.

Les *fentures* sont taillées sur des fraiseuses horizontales avec des fraises à angle unique ou double.

Taillage des surfaces de forme. Pour l'usinage des pièces tourmentées sur une fraiseuse horizontale on emploie des fraises de forme dont le profil correspond à celui de la pièce usinée (fig. 221,*c*). Les surfaces des pièces d'une forme plus tourmentée sont usinées par un train de fraises simples (fig. 221,*d*) ou à l'aide de reproducteurs spéciaux.

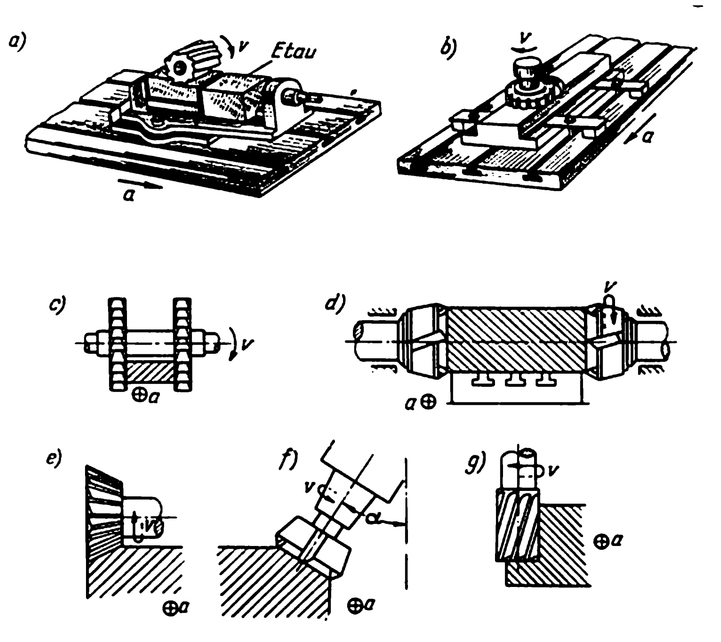


Fig. 220. Procédés essentiels de la génération des plans

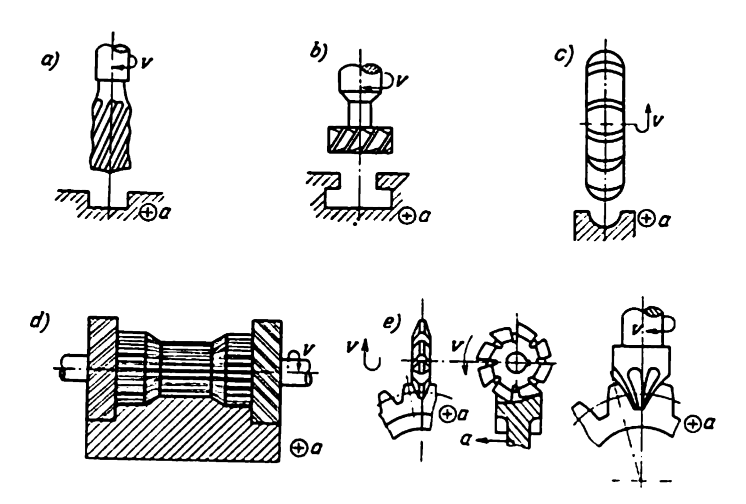


Fig. 221. Procédés essentiels de taillage des rainures, des cannelures et des surfaces de forme

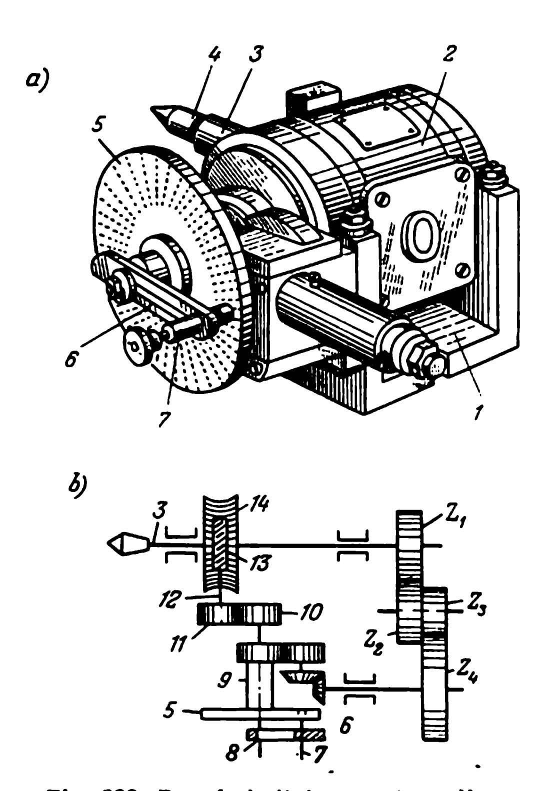


Fig. 222. Poupée à diviseur universelle
a — vue d'ensemble; *b* — schéma cinématique

L'exécution des pièces compliquées (matrices, etc.) est effectuée sur des fraiseuses à reproduire spéciales.

Défonçage des engrenages et des rainures hélicoïdales. Les pignons cylindriques sont taillés par des fraises modules sur des fraiseuses horizontales, ou par des fraises à tailler les engrenages sur des fraiseuses verticales (fig. 221, *e*). Le profil de la fraise doit correspondre au profil du creux de la dent taillée. Dans la production en grande série, les pignons sont fabriqués par des machines spéciales.

Pour faire pivoter la pièce d'un angle requis, c'est-à-dire pour diviser la circonférence de la pièce en parties égales, on emploie un appareil spécial appelé poupée diviseur.

Les diviseurs peuvent être universels (division simple et différentielle), optiques et autres ; les plus répandus sont les diviseurs universels qui permettent non seulement de partager la circonférence en parties égales, mais aussi d'assurer le pivotement de la pièce au cours du fraisage des rainures hélicoïdales ou des pignons.

Le diviseur universel (fig. 222, *a*) comporte le corps *1*, la partie

pivotante *2*, la broche *3* avec la pointe *4*, un plateau à trous *5* et une poignée *6* avec un goujon *7*.

Pour une division simple, on fait pivoter la pièce d'un angle prévu à l'aide de la poignée *6* avec le goujon *7* par rapport au plateau fixe *5*. Le plateau est calé sur l'arbre *8* qui porte la bague *9* (fig. 222, *b*). En général, les diviseurs sont munis d'un jeu de trois plateaux dont chacun comporte six rangées de trous : le premier, celles de 15 ; 16 ; 17 ; 18 ; 19 et 20 trous ; le deuxième, de 21 ; 23 ; 27 ; 29 ; 31 et 33 trous; le troisième, de 37 ; 39 ; 41 ; 43 ; 47 et 49 trous. Chaque rangée partage la circonférence en un nombre égal de parties.

L'extrémité de l'arbre *8* porte le pignon *10* qui engrène la roue *11*, emmanchée sur l'arbre *12* de la vis sans fin. La vis sans fin *13* engrène la roue *14* solidaire à la broche *3* du diviseur.

La roue *14* a 40, 60, 80 et rarement 120 dents. Le plus souvent, elle a 40 dents. Dans ce cas, son rapport $i=\frac{1}{40}$. Cela signifie que pour faire un tour complet de la roue *14* et de la broche *3*, la poignée doit être tournée 40 fois ; pour faire un demi-tour, 20 fois, pour un quart de tour, 10 fois, etc.

Si on désigne par z le nombre de dents du pignon à usiner, c'est-à-dire celui par lequel il faut diviser la circonférence de la pièce, et par k le nombre de dents de la roue *14*, on peut écrire la formule qui permet de calculer le nombre de fois qu'il faut tourner la poignée :

$$n=\frac{k}{z}. \qquad (116)$$

Si le plateau n'a pas de rangée de trous dont le nombre correspond aux conditions de la division simple, on recourt à la division différentielle ; dans ce but, le plateau est rattaché à la broche par l'intermédiaire de la tête de cheval $z_1—z_4$ (fig. 222, *b*).

Le taillage des rainures hélicoïdales est exécuté sur une fraiseuse universelle en faisant tourner la table de la machine et la poupée diviseur.

CHAPITRE XXXV

TRAVAUX DE RABOTAGE

§ 1. Rabotage

Le *rabotage* est une opération qui consiste à tailler des surfaces horizontales, verticales, inclinées et de forme, des rainures, des cannelures et d'autres évidements à l'aide d'outils spéciaux.

Le rabotage des pièces s'effectue en deux temps : la passe comportant le mouvement d'exécution et le mouvement de retour ou course à vide. Le rythme de la coupe est intermittent.

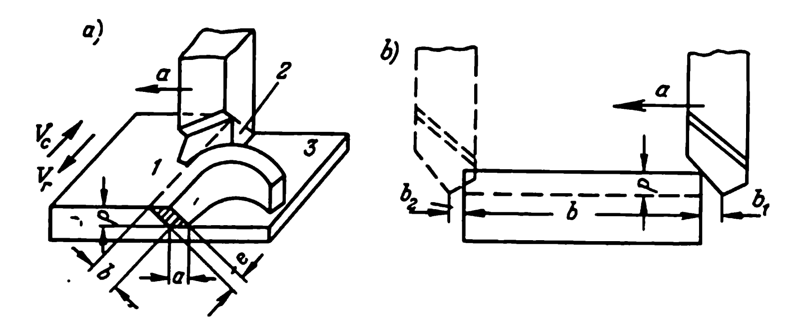


Fig. 223. Schéma du rabotage et largeur d'une passe
1 — surface à usiner; *2* — surface de coupe; *3* — surface usinée

La *vitesse de coupe* v_c du rabotage est la vitesse de travail de l'outil qui enlève le copeau de la surface de la pièce. Cette vitesse peut être variable ou constante, selon l'agencement de la raboteuse.

Dans les étaux-limeurs actionnés par bielle et coulisseau, la vitesse de travail v_c et celle de retour v_r sont variables. A l'attaque et à la sortie elles sont minima, pour s'élever jusqu'aux maxima au milieu de la course. Pour ces machines, la vitesse de coupe est calculée d'après la formule :

$$v_c = \frac{Ln\,(1+m)}{1000} \text{ m/mn}, \tag{117}$$

où L est la longueur de la course du coulisseau, en mm;
n, le nombre de mouvements de va-et-vient du coulisseau en 1 mn;
$m = \frac{v_c}{v_r}$, le rapport de la vitesse de mouvement de travail à la vitesse de retour ; pour de petites courses de coulisseau m est en moyenne égal à 0,75.

Les raboteuses à transmission du mouvement par crémaillère ont une vitesse de travail constante. Pour ces machines la vitesse de coupe doit être calculée d'après la formule :

$$v_c = \frac{2Ln}{1000} \text{ m/mn}. \tag{118}$$

La vitesse de coupe pour le rabotage est fonction des propriétés du métal usiné, du matériau et de la géométrie de l'outil, de l'avance, de la profondeur de coupe, de la longueur de course du coulisseau avec l'outil.

L'*avance a* lors du rabotage (fig. 223, *a*) représente le déplacement relatif de l'outil ou de la pièce dans le sens transversal au cours d'un mouvement de va-et-vient ; elle est mesurée en mm/course double. L'avance est toujours effectuée en fin de course de retour, lorsque l'outil n'est pas sollicité par l'enlèvement du copeau.

La *profondeur de coupe p* lors du rabotage (voir fig. 223,*a*) est la profondeur de la couche de métal que l'outil enlève en une passe ; elle est mesurée dans le sens perpendiculaire à la surface usinée.

La *section transversale* de la couche enlevée *s* (voir fig. 223,*a*) est calculée comme le produit de l'épaisseur *e* par la largeur *b* de la couche cisaillée :

$$s = e \cdot b = e \cdot p \text{ mm}^2. \qquad (119)$$

Le *temps machine*, c'est-à-dire le temps nécessaire pour l'usinage d'une pièce par un outil de rabotage, est calculé en partant de la largeur d'une passe de l'outil (voir fig. 223, *b*), du nombre de mouvements alternatifs du coulisseau, de l'avance et du nombre de passes.

§ 2. Outils de rabotage

L'outil de rabotage (fig. 224, *a*) est formé d'un corps *A* et d'une partie active *B*. La partie active de l'outil a une face d'attaque *1*, des surfaces en dépouille principale *2* et latérale *3*, des arêtes tranchantes principale *4* et latérale *5*, ainsi qu'une pointe *6*.

Le plan *N—N*, perpendiculaire au plan de base, en sectionnant l'arête de coupe principale (fig. 224, *b*) met en relief l'angle de pente principal γ et l'angle de dépouille principal α, l'angle d'affûtage β et l'angle de coupe δ. En outre, on obtient les angles de direction principal φ, latéral φ_1 et au sommet ε.

L'*angle de pente principal* γ est choisi selon la dureté et la résistance du matériau usiné de 5 à 20°.

L'*angle de dépouille principal* α est ordinairement choisi de 6 à 14°.

La grandeur de l'*angle de direction* φ pour les outils de dégrossissage est égale à 30-75° ; l'angle φ_1, de 10 à 30° ; pour les outils de tronçonnage, l'angle φ_1 est de 2 à 3°.

D'après la disposition de l'arête de coupe, les outils de rabotage peuvent être à droite et à gauche ; selon la disposition de la partie active par rapport au corps, l'outil peut être droit et coudé ; d'après le travail à exécuter, on distingue les outils à dégrossir, à saigner, à tronçonner et de forme (fig. 225) ; selon le mode d'usinage, les outils de dégrossissage et de finition.

Les outils de rabotage sont fabriqués en acier rapide ou avec des plaquettes rapportées en carbures métalliques. Dans ce dernier cas, le corps de l'outil est exécuté en acier à carbone d'outillage.

§ 3. Raboteuses

Suivant les indices technologiques, les raboteuses peuvent être classées en étaux-limeurs, raboteuses, mortaiseuses et machines spéciales.

Chacun de ces sous-groupes compte plusieurs types qui se distinguent par des particularités constructives.

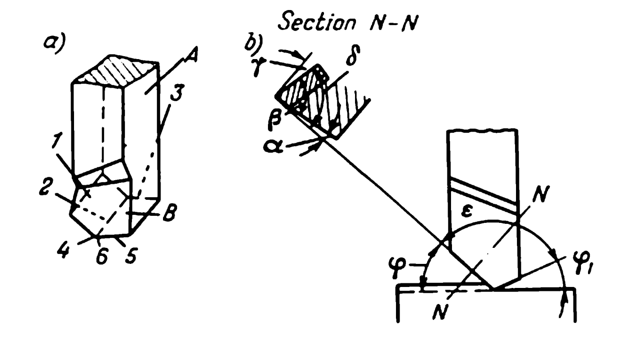


Fig. 224. Outil de rabotage
a — parties et éléments principaux; *b* — angles de l'outil

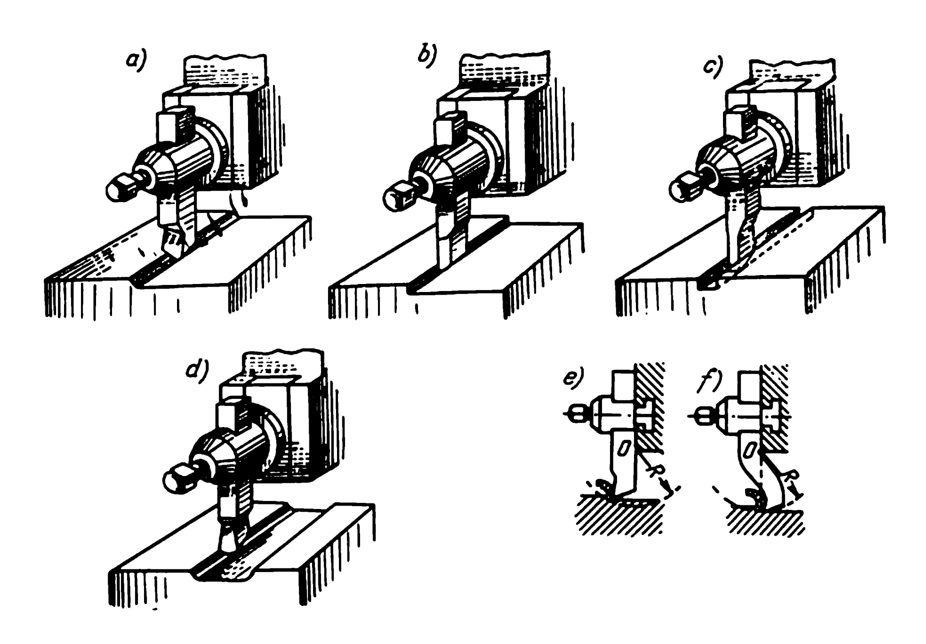


Fig. 225. Types principaux d'outils de rabotage
a — à dégrossir; *b* — à saigner; *c* — à tronçonner; *d* — de forme; *e* — droit; *f* — coudé

La fig. 226, *a* représente la vue générale d'un étau-limeur prévu pour le dressage des plans et le taillage des surfaces tourmentées des pièces de faible encombrement.

Le bâti *1* loge la boîte de vitesses et le système bielle-coulisseau qui transmettent le mouvement depuis le moteur électrique *2* au coulisseau *3* et à la table *4*. Le coulisseau reçoit le mouvement principal de translation alternatif, alors que la table reçoit le mouvement transversal intermittent de l'avance. L'extrémité du coulisseau porte le chariot *5* avec le porte-outil rabatable *6*.

L'évidement avec la poignée de serrage mobile *7* permet de déplacer le coulisseau lors du réglage. La profondeur de coupe est réglée par le relèvement ou l'abaissement du chariot avec l'outil en actionnant le levier *8*. Pour le rabotage des surfaces inclinées, on fait pivoter le chariot de l'angle requis.

La pièce à usiner est fixée directement sur la table ou à l'aide d'un étau de machine. La table reçoit le déplacement transversal dans le plan horizontal depuis l'embiellage et le coulisseau par l'intermédiaire d'un rochet *9*. Son déplacement vertical est effectué en actionnant la vis *10* à l'aide d'une poignée placée du côté opposé de la machine. Le support *11* sert à bloquer la table.

L'indexation du nombre nécessaire des mouvements de va-et-vient du coulisseau est assurée par les poignées *12*.

La fig. 226, *b* représente le schéma cinématique d'un étau-limeur. Le mouvement de rotation est transmis depuis le moteur électrique par l'intermédiaire d'une transmission à courroie à la boîte de vitesses *A* qui, à travers les trains des pignons coulissants emmanchés sur les arbres *I* et *III*, peut communiquer six vitesses de rotation différentes au pignon de la glissière $z=102$. Le système bielle-coulisseau qui comporte le pignon de la glissière $z=102$ et la glissière *B* articulée liée au coulisseau *3* transforme le mouvement de rotation du pignon en mouvement de translation alternatif du coulisseau avec l'outil. La longueur de la course du coulisseau dépend du rayon du maneton du pignon de la glissière : plus le rayon du maneton est grand (axe *13* avec patin), plus la longueur de la course du coulisseau est grande, et inversement ; la vitesse du déplacement du coulisseau change d'une façon correspondante.

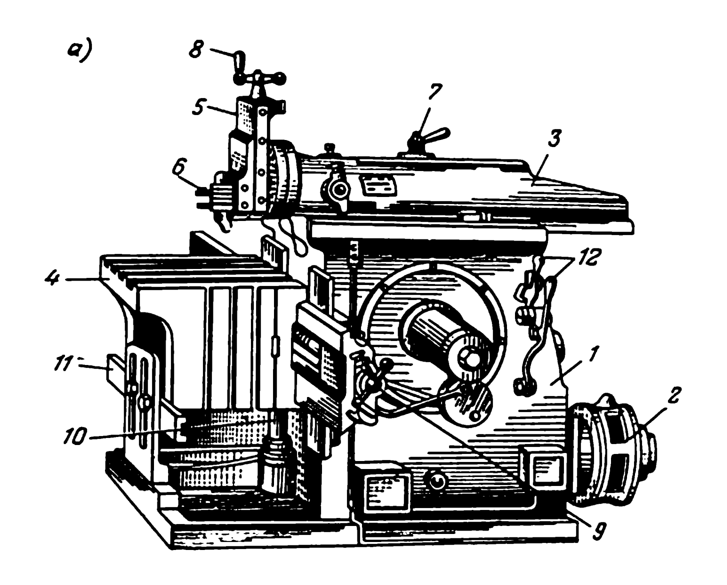
Pour choisir la vitesse de coupe la plus avantageuse, on calcule d'après la formule suivante le nombre des mouvements alternatifs du coulisseau $n_{\text{m.a.}}$ en une minute

$$n_{\text{m.a.}} = n_{\text{m.é.}} i_{\text{b.v.}}; \quad (120)$$

où $n_{\text{m.é.}}$ est le nombre de tours que fait le moteur électrique, en tr/mn ;

$i_{\text{b.v.}}$, le rapport de la boîte de vitesses.

En changeant à l'aide de la poignée *12* les pignons coulissants de la boîte de vitesses, on obtient le rapport nécessaire, et donc le nombre de courses doubles.



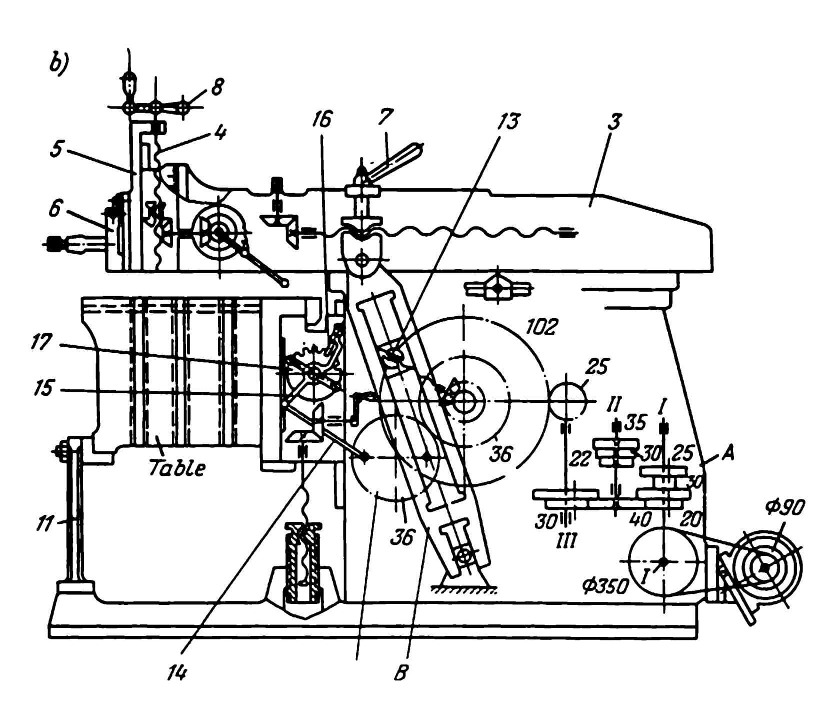


Fig. 226. Etau-limeur modèle 736
a — vue d'ensemble; b — schéma cinématique

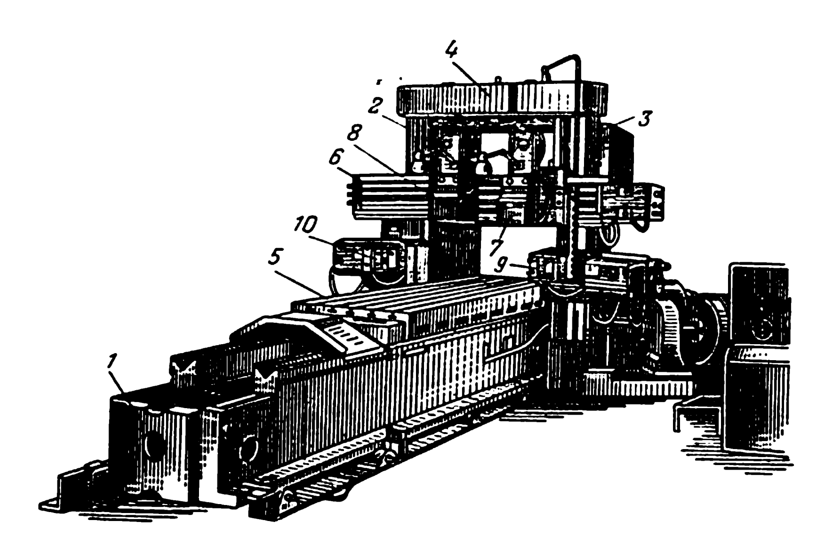


Fig. 227. Vue d'ensemble d'une raboteuse modèle 7231A

Le mouvement des avances est communiqué à la table par l'intermédiaire de la transmission du mouvement depuis le pignon de la glissière $z=102$, le train des pignons *36-36*, la bielle *14*, le levier *15*, le cliquet *16*, sur le rochet *17* et la vis de l'avance transversale.

L'avance verticale du chariot avec l'outil est réalisée à la main ou automatiquement.

La fig. 227 représente la vue d'ensemble d'une raboteuse à deux montants. Cette machine est constituée par un banc *1*, deux montants *2* et *3* placés de part et d'autre du banc et reliés en haut par une traverse *4*. La table *5* se déplace dans les glissières du banc ; le plan supérieur de la table a des rainures en té pour la fixation de la pièce. La table effectue le mouvement de travail alternatif (mouvement de coupe) ; elle est actionnée par l'intermédiaire de la vis sans fin, de la crémaillère et du réducteur depuis le moteur électrique réglable alimenté en courant continu.

Les montants portent la traverse mobile *6* qui se déplace verticalement en coulissant dans des glissières et qui est actionnée par un moteur électrique spécial. Cette traverse porte les chariots *7* et *8* avec les outils pour le dressage des plans horizontaux. Les deux chariots ont une avance transversale dans les glissières de la traverse assurée par des moteurs électriques individuels. Pour réaliser l'enlèvement d'un copeau nouveau, l'avance verticale des chariots peut être effectuée par le déplacement de la traverse.

Pour l'usinage des plans verticaux on utilise les chariots *9* et *10* fixés aux montants *2* et *3*. Ces chariots peuvent se déplacer également d'une façon autonome dans le plan vertical le long des glissières des montants.

Ces machines sont employées pour l'usinage des pièces encombrantes, d'un poids allant jusqu'à 5 tonnes, d'une longueur de rabotage maximum de 3 000 mm et d'une largeur de rabotage de 1 000 mm.

§ 4. Travaux de rabotage principaux

L'usinage des plans *horizontaux* est réalisé sur des étaux-limeurs ou des raboteuses avec des outils à dégrossir. Lors du dégrossissage, on emploie des avances et des profondeurs de coupe maximales (fig. 228, *a*). Lors du dégrossissage de grosses pièces, pour utiliser à fond la puissance et élever la productivité, on emploie des porte-outils spéciaux pour deux, quatre et plus outils. La finition est effectuée généralement avec un outil finisseur plat et avec une profondeur de coupe minimum p=0,5-1 mm.

Les plans *verticaux* sont taillés sur des raboteuses avec des outils de dégrossissage fixés aux chariots placés horizontalement (sur les montants) ou sur les étaux-limeurs avec des outils à saigner ou à dégrossir positionnés sous un certain angle par rapport à la surface usinée (fig. 228, *b*).

Les surfaces *inclinées* (fig. 228, *c*) sont exécutées sur des raboteuses ou sur des étaux-limeurs avec des outils de dégrossissage ou de saignage d'une forme spéciale, ou en assurant au chariot une position

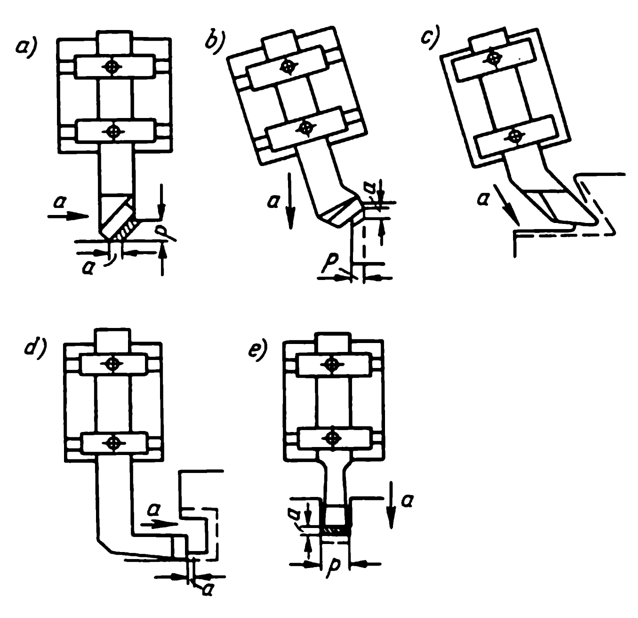


Fig. 228. Types principaux des plans, des rainures et des cannelures réalisés par rabotage

inclinée. L'avance de l'outil est effectuée à la main, parallèlement à la surface usinée.

Pour tailler des *rainures* et des *cannelures* (fig. 228, *d*, *e*) le plus commode est d'employer des outils à saigner droits ou coudés, et des avances verticales ou transversales.

CHAPITRE XXXVI

TRAVAUX DE RECTIFICATION

§ 1. Rectification

Dans la plupart des cas, la rectification est une opération de finition qui assure une précision élevée des dimensions et un bon état de surface.

Parmi les procédés de rectification variés il y a rectification cylindrique extérieure et intérieure, la rectification des surfaces planes, la rectification sans centre, etc.

La *vitesse de coupe* v_c de la rectification cylindrique extérieure est la vitesse périphérique de la meule. La vitesse de coupe est exprimée en m/s ; elle est choisie de 30 à 50 m/s ; dans certains cas elle peut être plus élevée. Dans ce procédé, la pièce tourne également ; sa vitesse de rotation varie de 15 à 50 m/mn.

On appelle *avance a* de la rectification cylindrique extérieure le déplacement de la pièce par un tour dans le sens de son axe (avance longitudinale) ; elle est exprimée en mm/tr de la pièce.

La *profondeur de coupe p* (avance transversale) est l'épaisseur de la couche enlevée par la meule en une passe (fig. 229, *a*).

Le *temps machine* T_m de ce procédé est celui de la coupe pendant une passe. Il est calculé en partant de la longueur de la course longitudinale de la table, de la surépaisseur de la pièce, de sa vitesse de rotation, de l'avance et de la précision d'usinage.

La rectification *cylindrique extérieure* entre pointes est exécutée par avance longitudinale, par avance transversale ou en plongée.

Au cours de la rectification par avance longitudinale (fig. 229, *a*), la meule exécute le mouvement de rotation principal v_m, alors que la pièce effectue un mouvement de rotation autour de son axe v_p et un mouvement de translation a_l le long de l'axe. La profondeur de la rectification *p* est établie par l'avance transversale de la meule.

Au cours de la rectification par avance transversale, la meule reçoit un mouvement de rotation principal v_m autour de son axe et un mouvement transversal d'avance a_t. La pièce ne reçoit qu'un mouvement de rotation v_p. Ce procédé est employé pour l'usinage des surfa-

ces d'une faible longueur couverte totalement par la largeur de la meule.

La rectification en plongée est caractérisée par le fait que la meule attaque le métal sur toute la profondeur p et reçoit le mouvement de rotation principal v_m, alors que la pièce reçoit un mouvement de rotation autour de l'axe v_p et une avance longitudinale a_l le long de l'axe de la pièce. On utilise ce procédé pour rectifier les arbres rigides de petite longueur.

La *rectification cylindrique intérieure* (fig. 229,*b*) est employée pour l'usinage des pièces relativement courtes abloquées sur des mandrins à mors. On communique à la meule le mouvement de rotation principal v_m et l'avance longitudinale a_l; la pièce ne reçoit qu'un mouvement de rotation autour de l'axe v_p. La profondeur de coupe p est assurée par l'avance transversale de la meule.

La *rectification plane* est effectuée soit par la périphérie, soit par la face de la meule.

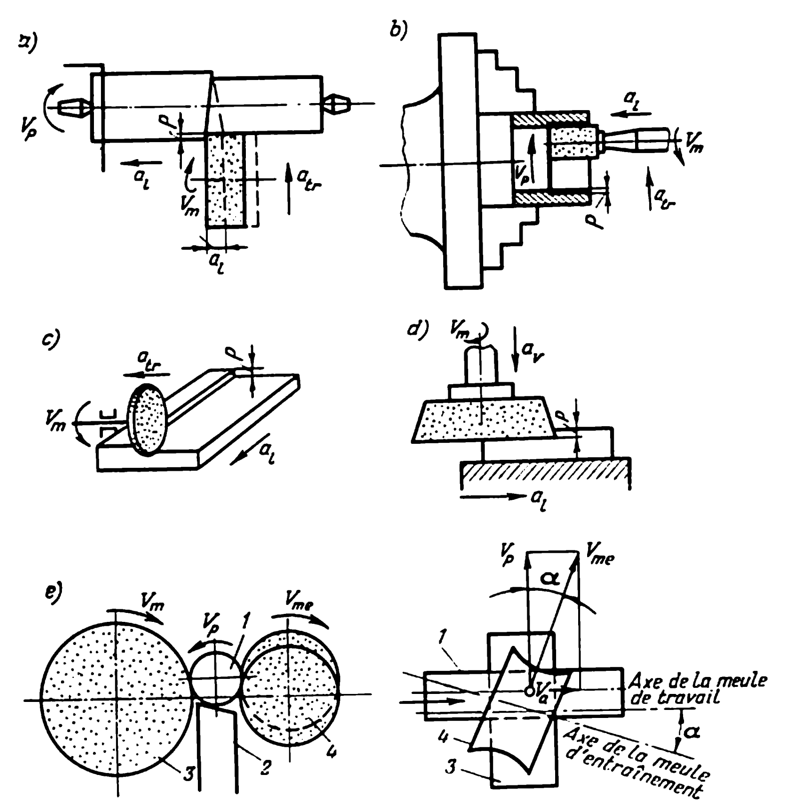


Fig. 229. Procédés essentiels de rectification

Au cours de la rectification périphérique (fig. 229, *c*), la meule effectue le mouvement de rotation principal v_m et celui de l'avance transversale a_{tr} alors que la pièce fixée sur la table effectue un mouvement alternatif correspondant à l'avance longitudinale a_l. La profondeur de coupe *p* est établie par l'avance verticale de la meule. En outre, la table avec la pièce peut tourner dans le plan horizontal (selon le principe des machines à table circulaire), alors que la meule se déplace radialement par rapport à la table.

Au cours de la rectification par la face (fig. 229,*d*), la pièce effectue les mêmes mouvements que dans la rectification périphérique, alors que la meule assure le mouvement principal de rotation v_m autour de l'axe vertical. La profondeur de coupe *p* est établie par l'avance verticale le long de l'axe de la meule.

La *rectification sans centres* (fig. 229, *e*) consiste à faire passer à l'aide d'une avance longitudinale la pièce *1* qui repose sur la règle de plongée *2* entre les meules de rectification *3* et d'entraînement *4*. La meule de rectification assure l'enlèvement du copeau, alors que celle d'entraînement, placée sous un certain angle α par rapport à la meule de rectification, assure la rotation de la pièce et son avance longitudinale. Le pivotement de l'axe de la meule d'entraînement conditionne la décomposition de sa vitesse périphérique $v_{m.\,e.}$ en deux composantes, vitesse de rotation de la pièce $v_p = v_{m.\,e.} \cos\alpha$ et vitesse d'avance longitudinale $v_a = v_{m.\,e.}\,\mu \sin\alpha$, où μ est le coefficient de patinement de la pièce sur la meule d'entraînement (μ=0,94-0,98).

L'angle α est généralement choisi de 1 à 5° ; plus l'angle α est grand, plus l'avance longitudinale est grande, et inversement.

Pour assurer un meilleur contact avec la pièce, on donne à la meule d'entraînement une forme concave (celle d'un hyperboloïde de révolution).

Si on positionne l'axe de la meule d'entraînement parallèlement à celui de la meule de rectification, $v_a = 0$ et l'avance axiale de la pièce n'a pas lieu. On utilise ce procédé pour l'usinage des pièces à épaulements.

L'exécution de chaque procédé examiné est assurée par une meule de forme spécifique et une machine spéciale.

§ 2. Outils de rectification

Les meules, quelle que soit leur forme, sont constituées de grains abrasifs reliés par un agglomérant. Les grains effectuent directement la coupe du métal, alors que l'agglomérant sert à les retenir dans le corps de la meule. Les grains et l'agglomérant sont séparés par des pores qui permettent aux grains de remplir le rôle d'outils. Les pores assurent également l'évacuation des copeaux.

Les meules sont caractérisées par leur forme et leurs dimensions, la nature de l'abrasif, la grosseur des grains, la nature de l'agglomérérant, la dureté et la structure.

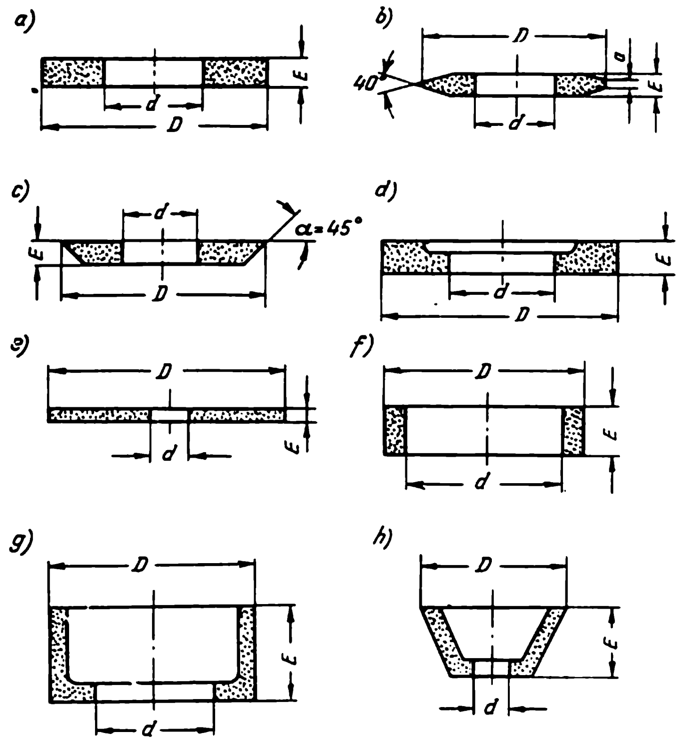


Fig. 230. Formes de meules

Suivant leur forme on distingue : 1) les meules plates cylindriques (fig. 230, *a*) pour la rectification cylindrique, intérieure, sans centres et plane ; 2) les meules plates coniques (fig. 230,*b*, *c*) pour la rectification des filetages, des dentures des engrenages, etc. ; 3) les meules plates à embrèvement (fig. 230, *d*) pour la rectification cylindrique avec dressage de la face ; 4) les meules annulaires, de 0,5 à 5 mm d'épaisseur (fig. 230, *e*), pour le tronçonnage et le saignage ; 5) les meules cylindre et meules boisseau (fig. 230, *f*, *g*, *h*) pour le dressage des plans par la face de la meule.

Les dimensions principales d'une meule sont le diamètre extérieur D, l'alésage d et l'épaisseur E. Le diamètre extérieur des meules plates cylindriques varie de 3 à 1100 mm, l'épaisseur de la meule, de 6 à 200 mm.

Les meules sont fabriquées à partir des abrasifs naturels comme le corindon, l'émeri, et artificiels : thermocorindon, carborundum (carbure de silicium) et carbure de bore.

La dureté des grains abrasifs ainsi que leur résistance thermique sont très élevées ; ils ont des arêtes vives qui se forment lors du con-

cassage des morceaux, et sont capables de couper des métaux très durs (croûte de fonte trempée, acier trempé, etc).

La structure de la meule influe sur la qualité de la surface rectifiée : plus le grain est fin, meilleur est l'état de surface.

La granularité des meules est désignée par un numéro qui correspond au nombre de mailles par pouce courant d'un tamis à travers lequel on trie l'abrasif après son concassage.

Les meules sont fabriquées avec des grains cotés du n° 10 au n°90 ; les poudres à rectifier depuis le n° 100 jusqu'au n° 320, les micropoudres des nuances depuis M28 jusqu'à M5. Les meules à gros grains (jusqu'au n° 24) sont employées pour les travaux à gros débit ; les meules à grains moyens (jusqu'au n° 60) pour l'usinage ordinaire et l'affûtage ; les meules à grains fins (jusqu'au n° 120) pour finition ; les meules à grains très fins (n° 120-320) et les micropoudres sont utilisées pour la rectification des filetages.

L'aggloménant qui relie les grains d'abrasif est fabriqué sur une base organique ou non : céramique, silicate, carbonate de magnésium, bakélite, shellac.

La dureté d'une meule est caractérisée par la résistance de l'agglomérant à l'arrachement des grains de la surface de la meule par l'action des forces extérieures. Il existe sept classes ou grades de la dureté des meules : tendre — M, mi-tendre — CM, moyen — C, mi-dur — CT, dur — T, très dur — BT et extrêmement dur — ЧТ *.

Le choix judicieux du grade définissant la dureté influe sensiblement sur le phénomène de la rectification, et avant tout sur l'auto-affûtage de la meule. L'auto-affûtage c'est le détachement des grains émoussés et la mise à nu de nouveaux grains aux arêtes vives. Si la meule choisie pour la rectification du matériau considéré est trop dure, les grains ne se détachent pas et donc l'auto-affûtage n'a pas lieu, ce qui encrasse la meule et brûle la surface rectifiée ; si la meule est trop tendre, les grains se détachent facilement et la meule perd sa forme. Pour la rectification des matériaux doux on choisit des meules dures et inversement.

Pour rétablir la capacité de coupe d'une meule encrassée et corriger sa géométrie, on emploie des fraises, des rouleaux en carbures métalliques, des disques abrasifs et des diamants.

Le rapport entre les volumes des grains, de l'agglomérant et des pores définit la structure de la meule. Cette structure est désignée par les numéros de 0 à 12. Quand le numéro de la structure augmente d'une unité, cela signifie que le volume des grains baisse de 2%, celui de l'agglomérant augmente de 2%, alors que celui des pores reste le même, bien que leur grandeur change.

Les meules à pores fines (structure n° 4-5) sont employées pour le travail des métaux durs et cassants, quand il faut assurer un état de

* Les indices des grades sont les premières lettres des désignations russes correspondantes. (*N. du trad.*)

surface élevé ; les meules à pores moyennes (structure n° 6) sont utilisées pour la rectification cylindrique ; les meules à pores plus grosses (structure n° 7-8) sont destinées à la rectification plane des métaux doux ; les meules à pores ouvertes (structure n° 9-12), pour l'usinage rapide.

L'identification des meules est assurée par leur marquage qui indique aussi l'usine de fabrication ; par exemple, la marque «З-д Ильича Э46СМ25К ПП500×150×305 35 м/сек» signifie que la meule fabriquée à l'usine Ilitch à partir du thermocorindon a le grain n° 46, le grade CM2, la structure n° 5 à agglomérant céramique, une forme plate circulaire 500×150×305 mm ; elle peut supporter une vitesse de rotation de 35 m/s. Parfois le marquage n'indique pas la structure de la meule.

§ 3. Rectifieuses

D'après les indices constructifs et technologiques les rectifieuses peuvent être classées de la façon suivante : les machines à rectifier cylindriques ; les machines à rectifier intérieures ; les machines à rectifier les surfaces planes ; les machines à rectifier spéciales ; les machines à affûter ; les machines à roder.

Le groupe des machines à rectifier cylindriques peut être subdivisé en machines pour la rectification entre pointes, machines à rectifier sans pointes, rectifieuses semi-automatiques et automatiques.

Les machines pour la rectification interne comprennent les rectifieuses normales, les machines planétaires, les machines sans pointes et les machines semi-automatiques et automatiques.

Les rectifieuses planes comprennent les machines horizontales et circulaires qui travaillent par la périphérie ou par la face de la meule, ainsi que les machines semi-automatiques et automatiques.

Parmi les rectifieuses spécialisées on trouve les machines à rectifier les filets, les engrenages, les sphères, les arbres cannelés, les machines à reproduire, etc.

Les machines à affûter universelles sont prévues pour des outils les plus divers, et spéciales pour des outils d'un type bien défini.

Les machines à roder sont caractérisées suivant les outils employés ; il existe des machines travaillant à la meule, à la poudre ou à la pâte abrasive.

Chaque type de rectifieuses comporte plusieurs modèles.

La fig. 231 représente la vue d'ensemble d'une rectifieuse cylindrique entre pointes. Un bâti en caisson *1* porte tous les ensembles de la machine ; il abrite les transmissions et la commande hydraulique. La table *2* de la machine reçoit un mouvement alternatif d'avance à la vitesse de 0,08-10 m/mn transmis depuis la commande hydraulique, ou à la main, à l'aide du volant *3* et du système des engrenages.

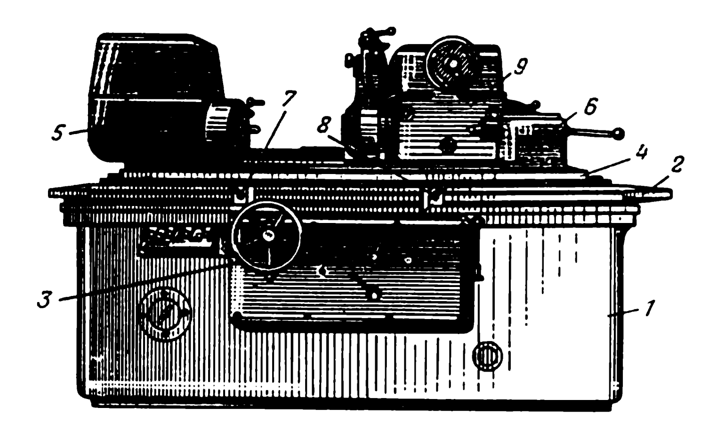


Fig. 231. Vue d'ensemble d'une machine à rectifier cylindrique modèle 3151

La table porte une deuxième table *4* qui porte à son tour la poupée porte-pièce et la poupée mobile et dans laquelle sont taillées des rainures en té.

La poupée porte-pièce est destinée à porter la pièce fixée entre les pointes ou dans un mandrin et à lui communiquer un mouvement de rotation. La rotation est transmise par la broche depuis le moteur électrique incorporé dans la partie supérieure de la poupée. La broche de ce modèle fait 75 ; 150 et 300 tr/mn.

La poupée mobile est destinée à serrer la pièce entre pointes à l'aide d'un fourreau. L'avance et le serrage de la contre-pointe sont réalisés le plus souvent à l'aide d'un dispositif à ressort. La poupée mobile peut se déplacer dans les glissières de la table *4* pour la mise à la longueur de la pièce ; une fois sa nouvelle position établie, la poupée mobile est bloquée par des boulons ou par un dispositif de serrage excentrique.

Pour réaliser la rectification des surfaces coniques, la table supérieure *4* peut pivoter à $\pm 10^\circ$ dans le plan horizontal par rapport à la table inférieure. La pièce est serrée entre les pointes de la poupée et du fourreau et mise en rotation à la vitesse de 20 à 30 m/mn.

La table de la rectifieuse comporte à sa face avant des rainures longitudinales où coulissent des butées réglables *7* et *8*. Ces butées commandent le levier d'inversion du déplacement en position verticale ; dans ce but, elles sont positionnées à la longueur nécessaire de la course.

La meule est fixée à la broche de la poupée porte-meule *9* montée sur des glissières transversales. La meule reçoit une rotation à partir du moteur électrique incorporé dans la partie supérieure de la poupée. La vitesse de rotation est choisie généralement de 1500 tr/mn.

A la fin de chaque course longitudinale de la table l'avance transversale de la meule est réalisée par le déplacement de la poupée porte-meule à la main ou depuis une commande électrique.

La fig. 232 représente le schéma cinématique de cette rectifieuse cylindrique à commande hydraulique.

La pièce serrée entre les pointes reçoit la rotation depuis le moteur électrique *I* par l'intermédiaire d'une transmission à courroie et d'une friction conique *1*. La meule reçoit une rotation à partir du moteur électrique *II* par l'intermédiaire d'une transmission à courroie à un étage.

L'avance transversale de la meule est effectuée par une commande hydraulique à la fin de chaque course longitudinale de la table ; ce mouvement est assuré par le déplacement alternatif de la tige du cylindre *4*. La tige, poussée vers le bas par la came biseautée *3*, refoule l'huile dans le cylindre de travail *10* dont le piston se déplace à droite et met en rotation le système des pignons par l'intermédiaire de plusieurs leviers. La rotation de ces pignons est transmise à la vis sans fin de l'avance transversale au pas $p=8$ mm reliée à la poupée porte-meule, qui assure ainsi l'avance transversale de la meule.

L'avance longitudinale de la pièce est assurée par le mouvement alternatif de la table commandé par une transmission hydraulique ou à la main.

Les butées réglables, en rencontrant le levier *9* du cylindre hydraulique *8*, le poussent alternativement à droite ou à gauche. Sous l'effet de cette action les tiroirs du cylindre hydraulique *8* refoulent tour à tour l'huile d'une partie dans l'autre du cylindre de travail *12*. Poussé par l'huile, le piston entraîne le cylindre, et avec lui la table, qui reçoit ainsi un mouvement alternatif, assurant le déplacement longitudinal de la pièce. La commande manuelle de la table est effectuée par le levier *14* qui communique le mouvement aux tiroirs du cylindre hydraulique *15* en modifiant la direction de l'amenée de l'huile et en assurant l'arrêt ou la mise en marche de la table.

La figure 233 représente la vue générale d'une rectifieuse plane. Les mécanismes de commande et la commande hydraulique sont incorporés dans le socle *1*. La table *2* se déplace dans les glissières longitudinales du bâti ; elle est actionnée par la tige *3* de la commande hydraulique qui assure ainsi l'avance longitudinale. Sur la surface de la table sont aménagées des rainures en té pour la fixation de la pièce ou des montages, ou encore du plateau magnétique. La longueur de la course de la table est établie par les butées réglables *4* qui se déplacent dans les rainures latérales. Les butées renversent par l'intermédiaire du levier *5* le sens de la course de la table. La mise en marche et l'arrêt de la machine sont assurés par les boutons *6*.

La colonne *8* est fixée au bâti ; elle porte le chariot de la poupée porte-meule *9* qui se déplace dans le sens horizontal (avance transversale) ; le mouvement du chariot est effectué à la main par le volant *10* ou par commande hydraulique. Dans le sens vertical, la poupée

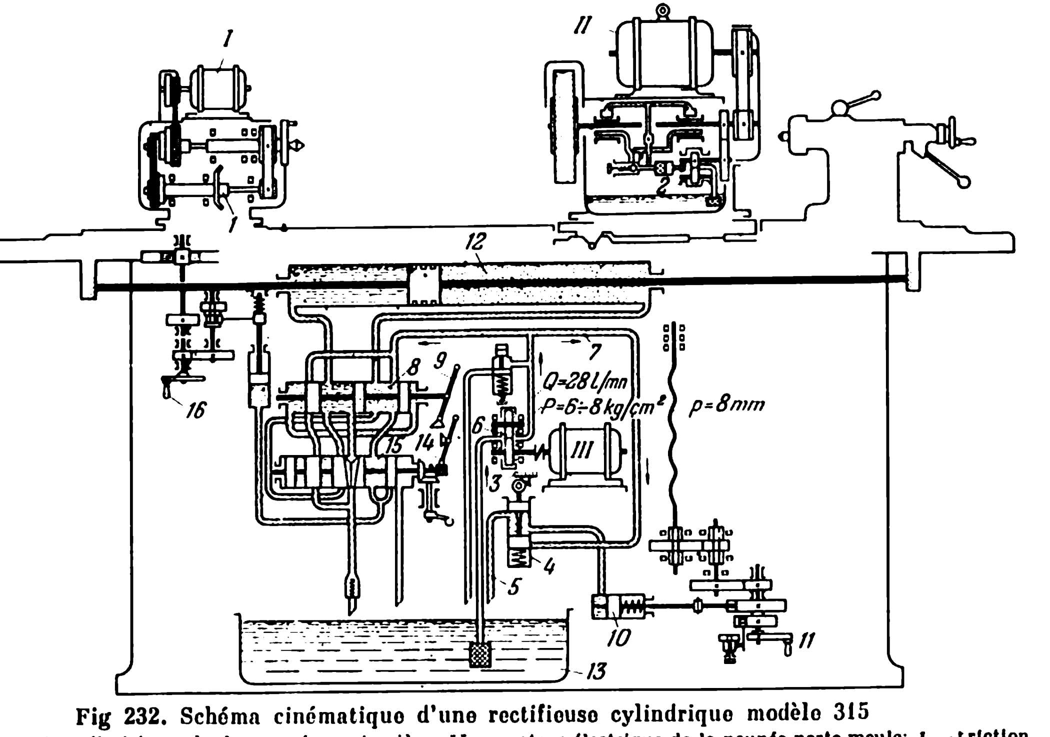


Fig 232. Schéma cinématique d'une rectifieuse cylindrique modèle 315

I — moteur électrique de la poupée porte-pièce; *II* — moteur électrique de la poupée porte-meule; *1* — friction conique; *2* — pompe à engrenages; *3* — came; *4* — cylindre hydraulique de l'avance de la poupée porte-meule; *5* — conduite de refoulement; *6* — pompe à engrenages; *7* — conduite maîtresse; *8* — cylindre hydraulique de l'avance longitudinale; *9* — levier du cylindre hydraulique de l'avance longitudinale; *10* — cylindre de travail de l'avance transversale; *11* — volant de l'avance transversale d'une meule; *12* — cylindre de travail de l'avance longitudinale; *13* — réservoir; *14* — levier de la commande manuelle de la table; *15* — cylindre hydraulique de la commande manuelle de la table; *16* — volant pour le déplacement manuel de la table

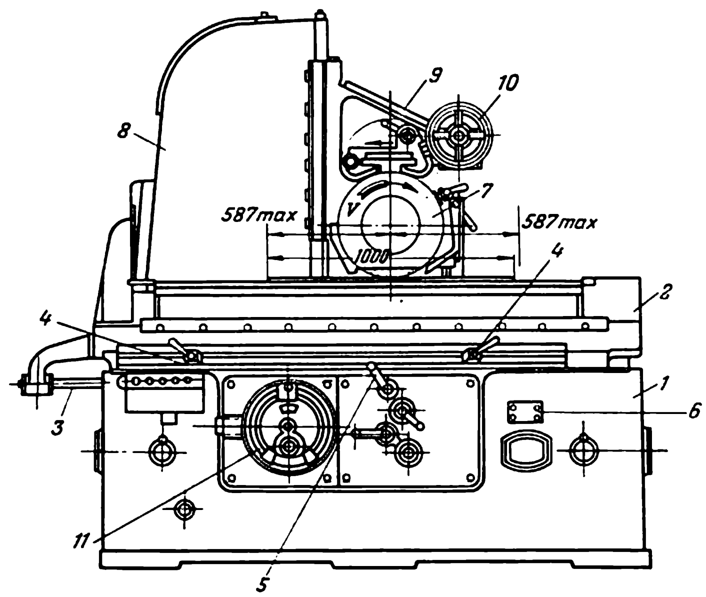


Fig. 233. Vue d'ensemble d'une rectifieuse plane

ne peut être déplacée qu'à la main par le volant *11*. Les ensembles de la commande hydraulique de la poupée porte-meule sont incorporés dans le chariot. La meule *7* tourne à une vitesse constante et la rotation lui est transmise par un moteur électrique encastré.

Les rectifieuses planes sont employées pour l'usinage des surfaces longues et étroites, ainsi que pour l'usinage simultané de plusieurs petites pièces fixées sur la table.

Les grosses pièces sont usinées sur des rectifieuses planes à portail, d'une construction analogue à celle des raboteuses.

§ 4. Travaux essentiels de rectification

Les machines à rectifier permettent d'exécuter la rectification des surfaces cylindriques extérieures et intérieures, des surfaces coniques et tourmentées, la rectification des plans, des engrenages, des filetages et autres travaux avec emploi des meules et des montages correspondants.

La rectification des *surfaces cylindriques extérieures* est effectuée sur des rectifieuses cylindriques en recourant aux avances longitudinales et transversales ou à la rectification en plongée. Ces surfaces peuvent être aussi usinées sur des machines à rectifier sans pointes (« centerless ») suivant le procédé à l'enfilade ou en plongée.

La fig. 234,*a* représente, à titre d'exemple, la rectification d'une surface cylindrique sur une rectifieuse sans pointes par le procédé à

l'enfilade. La pièce cylindrique *1* est déplacée par les rouleaux de chargement *2* et *3* vers les meules de travail *4* et d'entraînement *5* ; les meules entraînent la pièce jusque dans la zone de travail, où elle est retenue par la règle de plongée *6*. Une fois rectifiée la pièce sort de la zone de travail entraînée par les supports-guides *7*.

En une passe, la meule enlève une couche de 0,02 à 0,3 mm d'épaisseur (par rapport au diamètre de la pièce).

La rectification en plongée est employée pour l'usinage des pièces étagées.

Les *surfaces cylindriques intérieures* sont travaillées sur des rectifieuses intérieures ou planétaires, et sur des machines à rectifier sans pointes.

Pour la rectification des surfaces intérieures d'une petite pièce celle-ci est serrée sur un mandrin de la machine, et on lui communique un mouvement de rotation (fig. 229,*b*). La meule plate reçoit un mouvement de rotation également, et après chaque passe, deux avances : longitudinale (le long de l'axe) et transversale (radiale).

Suivant le diamètre de l'alésage à rectifier, on choisit la profondeur de coupe de 0,5 à 0,02 mm pour le dégrossissage et de 0,002 à 0,01 mm pour la finition.

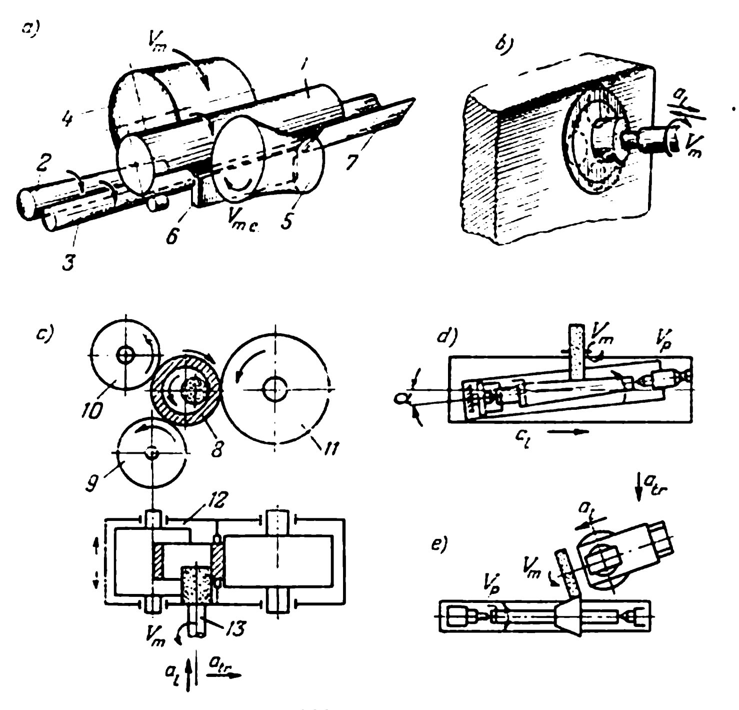


Fig. 234. Principaux procédés de rectification des extérieurs, des intérieurs cylindriques et des cônes

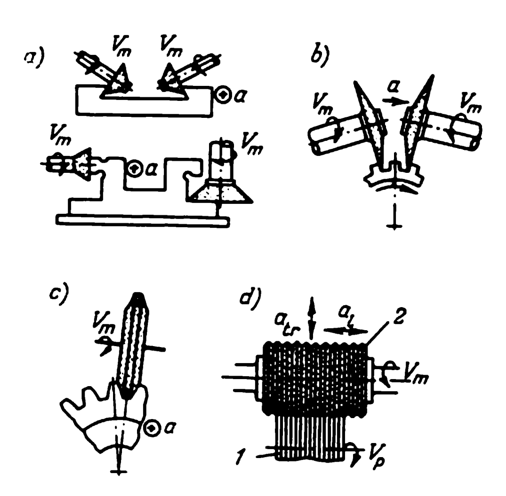


Fig. 235. Principaux procédés de rectification des surfaces de forme, des engrenages et des filetages

Lors de la rectification intérieure, la meule doit avoir une course à vide égale à $\frac{1}{3}$ de sa hauteur.

Les grosses pièces qu'il est incommode ou impossible de fixer dans les mandrins, sont placées sur la table d'une rectifieuse planétaire, dont la broche tourne non seulement autour de son axe, mais aussi autour de l'axe de l'alésage à usiner (fig. 234,*b*) ; en outre, la meule reçoit une avance longitudinale dans le sens de l'axe.

Les alésages des bagues (fig. 234,*c*) sont rectifiés sur une machine sans centres. La pièce *8* est introduite dans la zone de travail et placée entre les galets d'acier de support *9*, de pression *10* et d'entraînement *11*, qui sont logés dans un corps commun *12*. Le galet *10*, en tournant sur l'axe du levier, serre avec un effort établi la pièce contre les galets d'entraînement et de support. Le galet d'entraînement qui reçoit le mouvement depuis la commande, fait tourner la pièce à la vitesse de 40-60 m/mn. La poussée axiale engendrée par le décalage d'environ 30′ de l'axe du galet d'entraînement serre la pièce par sa face contre la butée ; la pièce est travaillée par la meule fixée sur la broche *13*. La rectification est assurée par la force de frottement engendrée entre le galet d'entraînement et la pièce.

La rectification sans centres assure une précision d'usinage très élevée.

La rectification des *surfaces coniques* est réalisée sur les machines circulaires en faisant pivoter 1) la table selon l'angle de la conicité de la pièce (fig. 234,*d*) ; 2) la poupée porte-meule (fig. 234,*e*) et 3) la poupée porte-pièce. Dans le premier procédé, l'avance longitudinale est assurée par le déplacement axial de la meule.

Outre les procédés indiqués, les alésages coniques peuvent être rectifiés sur des machines sans centres en faisant pivoter le corps *12* (voir fig. 234,*c*) et la pièce à l'angle de conicité nécessaire. L'usinage des cônes extérieurs peut être aussi assuré par un affûtage correspondant de la meule ; la qualité de la rectification de la pièce peut être améliorée en communiquant à la meule un mouvement pendulaire.

Les *surfaces de forme* sont travaillées sur des rectifieuses planes ou cylindriques. La rectification des pièces de forme comprend également l'usinage des glissières des bâtis d'une forme compliquée (fig. 235,*a*).

Les *plans* sont traités sur des rectifieuses planes (v. fig. 233). Les grosses pièces sont fixées sur la table de la machine à l'aide de butées, de cales et d'autres dispositifs, alors que les petites pièces sont fixées sur des plateaux électromagnétiques.

La rectification des engrenages est réalisée par les machines appropriées par le procédé de génération ou par la reproduction du profil à l'aide des meules de forme.

Lors de la rectification par le procédé de génération, les dents sont rectifiées par deux meules assiettes (fig. 235,*b*), montées de façon à ce que leurs faces tournées vers les broches coïncident avec les flancs de l'entre-dent. Les profils des dents sont usinés par des mouvements compliqués du pignon et des meules.

Dans le procédé de la reproduction du profil (fig. 235,*c*), les dents sont rectifiées par une meule qui a la forme de l'entre-dent. Cette meule rectifie simultanément les deux flancs des dents.

La finition des *filetages* est effectuée sur des machines à rectifier les filetages à un ou à plusieurs filets à l'aide des meules de forme. La rectification des filetages peut être extérieure ou intérieure. Pour la rectification extérieure par une meule à plusieurs filets (fig. 235,*d*), la pièce *1* est placée entre les pointes de la machine et reçoit un mouvement de rotation d'une certaine vitesse. La meule *2*, fixée à la broche de la poupée porte-meule, est actionnée par une commande spéciale ; en un tour de la pièce, elle se déplace de la longueur d'un pas.

TABLE DES MATIÈRES

Préface 5

PREMIÈRE PARTIE. FABRICATION DES MÉTAUX FERREUX, DE L'ALUMINIUM, DU CUIVRE ET DU TITANE 7

Chapitre I. **Combustibles et réfractaires dans la sidérurgie** 7

§ 1. Combustibles 7
§ 2. Réfractaires 9

Chapitre II. **Haut fourneau** 11

§ 1. Minerais de fer et de manganèse 11
§ 2. Combustible 13
§ 3. Fondants 14
§ 4. Préparation des matières premières à la fusion 14
§ 5. Marche du haut fourneau 20
§ 6. Description du haut fourneau 22
§ 7 Fonctionnement du haut fourneau 26
§ 8. Produits du fonctionnement du haut fourneau 30
§ 9. Indices techniques et économiques 31

Chapitre III. **Elaboration de l'acier** 32

§ 1. Fabrication de l'acier au convertisseur 33
§ 2. Procédé Martin 37
§ 3. Elaboration de l'acier au four électrique 44
§ 4. Procédés combinés de la production de l'acier 51
§ 5. Coulée de l'acier 51
§ 6. Structure du lingot d'acier 54

Chapitre IV. **Production de l'aluminium, du cuivre et du titane** 56

§ 1. Production de l'aluminium 56
§ 2. Production du cuivre 61
§ 3. Production du titane 65

DEUXIÈME PARTIE. PROPRIÉTÉS FONDAMENTALES DES MÉTAUX ET DES ALLIAGES 68

Chapitre V. **Cristallisation des métaux et des alliages** 68

§ 1. Structure cristalline des métaux. 68
§ 2. Alliages métalliques 74

§ 3. Diagrammes d'équilibre des systèmes binaires 76
§ 4. Influence de la composition des alliages sur leurs propriétés . . 83
§ 5. Notions des diagrammes des alliages ternaires 85

Chapitre VI. **Propriétés mécaniques des métaux et des alliages** . . 87

§ 1. Essais de traction 87
§ 2. Mesure de la dureté des métaux et des alliages 90
§ 3. Mesure de la résilience du métal 92
§ 4. Essais de fatigue 93
§ 5. Essais technologiques des métaux 94
§ 6. Procédés de l'étude structurelle des métaux et des alliages . . . 95

Chapitre VII. **Alliages fer-carbone** 96

§ 1. Courbe de refroidissement du fer 97
§ 2. Diagramme fer-carbone 98
§ 3. Structure micrographique des alliages fer-carbone 103
§ 4. Transformations de l'acier pendant son échauffement et son refroidissement 109
§ 5. Transformation isotherme de l'austénite 113

TROISIÈME PARTIE. PRINCIPES DU TRAITEMENT THERMIQUE DES MÉTAUX ET DES ALLIAGES 116

Chapitre VIII. **Traitement thermique de l'acier** 116

§ 1. Recuit et normalisation 116
§ 2. Trempe et revenu de l'acier 119

Chapitre IX. **Traitements chimiques de l'acier** 128

§ 1. Cémentation 129
§ 2. Nitruration 131
§ 3. Cyanuration 132
§ 4. Métallisation par cémentation 133

Chapitre X. **Classification et utilisation des aciers** 135

§ 1. Aciers à carbone 135
§ 2. Aciers alliés 137
§ 3. Alliages durs 145

Chapitre XI. **Métaux et alliages non ferreux** 146

§ 1. Aluminium et ses alliages 146
§ 2. Magnésium et ses alliages 150
§ 3. Cuivre et ses alliages 151
§ 4. Alliages antifriction 156
§ 5. Titane et ses alliages 157

Chapitre XII. **Notion de la corrosion des métaux et des alliages** 158

§ 1. Corrosion des métaux et des alliages 158
§ 2. Procédés de protection des métaux et des alliages contre la corrosion 160

QUATRIÈME PARTIE. PRINCIPES DE LA FONDERIE 164

Chapitre XIII. **Fabrication des moules** 164

§ 1. Modèles, outillage de mouleur, châssis 166
§ 2. Matières premières, propriétés et genres des sables de moulage et à noyaux 167
§ 3. Préparation des sables de moulage et de noyautage 171
§ 4. Gamme d'opérations de la fabrication des moules 175
§ 5. Fabrication des noyaux 184
§ 6. Systèmes de coulée et d'alimentation 186

Chapitre XIV. **Appareils de fusion. Genres et propriétés des pièces. Coulée et ébarbage** 190

§ 1. Composants du lit de fusion 190
§ 2. Appareils de fusion 190
§ 3. Genres et propriétés de la fonderie de fonte et d'acier 199
§ 4. Certaines propriétés de fonderie des alliages 202
§ 5. Coulée, décochage et ébarbage 203

Chapitre XV. **Procédés de moulage spéciaux** 205

§ 1. Coulée en coquille 205
§ 2. Coulée centrifuge 205
§ 3. Coulée sous pression 206
§ 4. Moulage de précision à cire perdue 207
§ 5. Coulée en carapace 208
§ 6. Fabrication des tôles en fonte coulée 209

Chapitre XVI. **Méthodes de contrôle dans la fonderie. Défauts de fonderie et leur correction** 209

§ 1. But et méthodes de contrôle 209
§ 2. Défauts de fonderie et leur correction 209

CINQUIÈME PARTIE. TRAVAIL DES MÉTAUX PAR DÉFORMATION 212

Chapitre XVII. **Notions de la transformation des métaux à froid et à chaud. Chauffe du métal** 212

§ 1. Nature physique de la déformation plastique du métal 212
§ 2. Chauffe du métal 214

Chapitre XVIII. **Principes du laminage. Agencement des laminoirs** 218

§ 1. Principes du laminage 218
§ 2. Organisation et classification des laminoirs 226

Chapitre XIX. **Fabrication des laminés** 234

§ 1. Gamme d'opérations du laminage 234
§ 2. Fabrication des ébauches et des profilés spéciaux 236
§ 3. Fabrication des profilés en acier 243
§ 4. Fabrication des tôles d'acier 245
§ 5. Fabrication des profilés à froid à partir des tôles et des plats 247
§ 6. Fabrication des tubes 248

C h a p i t r e XX. **Etirage et compression du métal** 253

§ 1. Tréfilage du métal 253
§ 2. Filage à la presse 255

C h a p i t r e XXI. **Forgeage et estampage** 257

§ 1. Forgeage sans outillage spécial 258
§ 2. Matriçage à chaud 264
§ 3. Estampage à froid 275
§ 4. Estampage des tôles 277
§ 5. Travail du titane 281

SIXIÈME PARTIE. SOUDAGE, OXYCOUPAGE ET BRASAGE DES MÉTAUX 282

C h a p i t r e XXII. **Classification et caractéristique des principaux procédés de soudage** 282

§ 1. Procédés de soudage 282
§ 2. Métallurgie de la soudure 285

C h a p i t r e XXIII. **Soudage à l'arc électrique** 288

§ 1. Propriétés de l'arc 288
§ 2. Procédés de soudage à l'arc 291
§ 3. Electrodes de soudage à l'arc 292
§ 4. Machines à souder à l'arc 293
§ 5. Soudage manuel à l'arc électrique 297
§ 6. Procédés perfectionnés du soudage manuel à l'arc 301
§ 7. Soudage à l'arc automatique 302
§ 8. Soudage à l'arc en atmosphère neutre 307

C h a p i t r e XXIV. **Soudage par résistance** 310

§ 1. Procédés de soudage par résistance 310
§ 2. Soudage en bout 311
§ 3. Soudage par points 312
§ 4. Soudage à la molette 313

C h a p i t r e XXV. **Soudage aux gaz et aluminothermie** 313

§ 1. Gaz employés dans le soudage 313
§ 2. Structure d'une flamme oxyacétylénique 315
§ 3. Matériel pour le soudage oxyacétylénique 316
§ 4. Technique du soudage oxyacétylénique 321
§ 5. Aluminothermie 322

C h a p i t r e XXVI. **Soudabilité des métaux** 323

§ 1. Soudabilité des aciers au carbone 323
§ 2. Soudage des aciers alliés 324
§ 3. Soudage de la fonte 325
§ 4. Soudage de l'aluminium et de ses alliages 326
§ 5. Soudage des alliages à magnésium 328
§ 6. Soudage du cuivre et de ses alliages 329
§ 7. Soudage et brasage du titane et de ses alliages 330
§ 8. Rechargement des métaux 331

Chapitre XXVII. **Contrôle de la qualité et rebuts du soudage** . . 331

§ 1. Déformations et contraintes lors du soudage 331
§ 2. Contrôle des soudures 332

Chapitre XXVIII. **Oxycoupage des métaux et des alliages** . . . 334

§ 1. Oxycoupage électrique 334
§ 2. Oxycoupage au chalumeau 335

Chapitre XXIX. **Brasage des métaux et des alliages** 338

§ 1. Types de brasage 338
§ 2. Gamme d'opérations du brasage 339

SEPTIÈME PARTIE. USINAGE DES MÉTAUX 341

Chapitre XXX. **Notions fondamentales sur les tolérances et les ajustements**. 341

§ 1. Interchangeabilité. Cotes nominales et limites 341
§ 2. Tolérances et surépaisseurs 342
§ 3. Système d'arbre et système d'alésage normaux 343
§ 4. Ajustements 344
§ 5. Notions de précision d'usinage et d'état de surface 346

Chapitre XXXI. **Notions fondamentales de la coupe des métaux. Types des machines-outils** 348

§ 1. Procédés d'usinage des métaux. Eléments fondamentaux de la coupe 348
§ 2. Géométrie et angles de l'outil 352
§ 3. Formation du copeau et ses types différents 354
§ 4. Efforts de coupe 355
§ 5. Chaleur dégagée par la coupe. Durée et usure des outils . . . 357
§ 6. Vitesse de coupe; ses modifications sous l'action de divers facteurs. Coupe rapide et coupe à grandes avances 357
§ 7. Puissance absorbée par la coupe 361
§ 8. Classification des machines-outils 361

Chapitre XXXII. **Travaux de tournage** 362

§ 1. Organisation des tours 362
§ 2. Schéma cinématique du tour 372
§ 3. Outils de tour 374
§ 4. Principaux travaux de tournage 376

Chapitre XXXIII. **Usinage sur les perceuses** 383

§ 1. Perçage 383
§ 2. Outils de perçage et d'alésage 384
§ 3. Perceuses 386
§ 4. Travaux de perçage essentiels 391

C h a p i t r e XXXIV. **Travaux de fraisage** 393

§ 1. Fraisage 393
§ 2. Outils de fraisage 395
§ 3. Fraiseuses 395
§ 4. Travaux de fraisage principaux 400

C h a p i t r e XXXV. **Travaux de rabotage** 403

§ 1. Rabotage 403
§ 2. Outils de rabotage 405
§ 3. Raboteuses 405
§ 4. Travaux de rabotage principaux 410

C h a p i t r e XXXVI. **Travaux de rectification** 411

§ 1. Rectification 411
§ 2. Outils de rectification 413
§ 3. Rectifieuses 416
§ 4. Travaux essentiels de rectification 420